

УДК 622.24.051.64
DOI: 10.18799/24131830/2024/2/4230
Шифр специальности ВАК: 1.6.10, 2.8.1

Разработка системы управления режимом алмазного бурения по показателю сопротивления разрушению горной породы

В.В. Нескоромных, М.С. Попова✉, К.В. Лалетина, Д.В. Лысаков

Сибирский федеральный университет, Россия, г. Красноярск

✉alleniram83@mail.ru

Аннотация. Актуальность. Сопротивление породоразрушающим элементам в процессе разрушения горной породы во многом определяет эффективность результатов бурения. Сведения о коэффициенте сопротивления позволяют правильно и своевременно регулировать интенсивность воздействия бурового инструмента на забой скважины. Для контроля силового контакта резцов бурового инструмента с забоем скважины необходимо иметь методологический аппарат, позволяющий определять механизм разрушения породы с учетом сил сопротивления. Существующие методики выбора сочетаний параметров режима алмазного бурения по известному индексу RPI или по критерию энергоемкости процесса разрушения горной породы N/v_m , где N – забойная мощность на преодоление сопротивления при разрушении горной породы на забое скважины; v_m – механическая скорость бурения, имеют ряд недостатков, заключающихся, например, в возникновении износа инструмента или необходимости получения значения забойной мощности в режиме текущего времени, что затруднительно в рамках современных условий бурения. Поэтому исследование сопротивления горной породы разрушению алмазным резцом, основанное на применении метода полного факторного эксперимента с получением математических моделей факторов и их графической интерпретации в сочетании с системами управления процессами с помощью вычислительной техники в режиме текущего времени, является темой актуальной, раскрытие которой позволит определить направление повышения технико-экономических показателей бурения. **Целью** исследования является разработка методологического аппарата, позволяющего определять механизм разрушения породы с учетом сил сопротивления для обеспечения оптимального управления алмазным бурением. **Объекты:** механизм сопротивления горной породы разрушению алмазным резцом. **Методы:** анализа, аналитического исследования, полного факторного эксперимента. **Результаты.** Представлен аналитический анализ возможности регулирования режимов бурения с целью достижения наибольшего эффекта от бурения путем оценки коэффициента сопротивления как функции интенсивности разрушения или углубления за один оборот. На основании аналитических исследований и анализа возможностей управления бурением посредством автоматизированных систем в режиме текущего времени предлагается методика выбора параметров режима бурения по заданному оптимальному значению показателя сопротивления при бурении, предложен путь ее автоматической реализации.

Ключевые слова: Бурение, алмазный резец, полный факторный эксперимент, тангенциальное усилие, коэффициент сопротивления, сила резания, режимы бурения

Для цитирования: Разработка системы управления режимом алмазного бурения по показателю сопротивления разрушению горной породы / В.В. Нескоромных, М.С. Попова, К.В. Лалетина, Д.В. Лысаков // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. – 2024. – Т. 335. – № 2. – С. 78–87 DOI: 10.18799/24131830/2024/2/4230

UDC 622.24.051.64
DOI: 10.18799/24131830/2024/2/4230

Development of a system for controlling a diamond drilling mode in terms of rock fault resistance

V.V. Neskoromnykh, M.S. Popova✉, K.V. Laletina, D.V. Lysakov

Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russian Federation

✉alleniram83@mail.ru

Abstract. Relevance. Resistance to rock-cutting elements in rock destruction largely determines the effectiveness of drilling results. Information about the drag coefficient allows you to correctly and timely adjust the intensity of a drilling tool impact on the bottom of the well. To control the force contact of the drilling tool cutters with the bottom of the well, it is necessary to have a methodological apparatus that allows determining the rock destruction mechanism, taking into account the resistance forces. The existing methods for selecting combinations of diamond drilling mode parameters according to the known *RPI* index or according to the criterion of energy intensity of rock destruction N/v_m , where N is the bottomhole power to overcome the resistance during rock destruction at the bottom hole; v_m – mechanical drilling speed, have a number of disadvantages. They consist, for example, in occurrence of tool wear or the need to obtain a bottomhole power value in the current time mode, which is difficult under modern drilling conditions. Therefore, the study of rock resistance to destruction by a diamond cutter, based on application of the full factorial experiment method with obtaining mathematical models of factors and their graphical interpretation in combination with process control systems using computer technology in the current time mode, is a relevant topic. The disclosure of this topic will determine the direction of increasing technical and economic indicators of drilling. **Aim.** To develop a methodological apparatus that allows determining the mechanism of rock destruction taking into account the resistance forces to ensure optimal control of diamond drilling. **Objects.** Mechanism of rock resistance to destruction by a diamond cutter. **Methods.** Analysis, analytical research, full factorial experiment. **Results.** The paper presents an analytical analysis of the possibility of controlling drilling modes in order to achieve the greatest effect from drilling by estimating the drag coefficient as a function of the intensity of destruction or deepening per one revolution. Based on the analytical studies and the mode of drilling control by a computer in the real time mode, the authors have proposed a method for selecting the parameters of the drilling mode according to a given optimal value of the resistance index during drilling, and a way for its automatic implementation.

Keywords: drilling, diamond cutter, full factorial experiment, tangential force, drag coefficient, cutting force, drilling modes

For citation: Neskormnykh V.V., Popova M.S., Laletina K.V., Lysakov D.V. Development of a system for controlling a diamond drilling mode in terms of rock fault resistance. *Bulletin of the Tomsk Polytechnic University. Geo Assets Engineering*, 2024, vol. 335, no. 2, p. 78–87. DOI: 10.18799/24131830/2024/2/4230

Введение

Особенности геологического разреза, и главным образом его неоднородность, при проведении буровых работ провоцируют неоправданный износ бурового инструмента, что, как следствие, приводит к потере производительности, а также к повышенным затратам времени на сооружение скважин. Важным фактором, влияющим на результаты бурения, является сила сопротивления, возникающая со стороны забоя и действующая на буровой инструмент [1–25]. Так, например, сопротивление горной породы является причиной препятствия внедрению резцов породоразрушающего инструмента в забой скважины, что соответственно ограничивает глубину разрушения горной породы и скорость углубления.

Изменение сопротивления в процессе бурения скважины может быть вызвано как изменением свойств горной породы, например, при встрече нового пласта, так и изменением свойств среды, возникающей на забое скважины в процессе бурения [1–25]. При прочих равных условиях величина сопротивления определяется видом горной породы и процессами, протекающими на забое скважины. Таким образом, возможность фиксации показателя сопротивления со стороны забоя позволит получать данные о смене физико-механического состояния зоны, на которую оказывает воздействие режущая поверхность породоразрушающего инструмента.

В производственных условиях контроль и корректировка эксплуатации бурового инструмента доступны путем регулирования параметров режима бурения. Своевременный выбор оптимальных зна-

чений осевой нагрузки на инструмент, частоты его вращения и подачи промывочной жидкости с учетом текущего физико-механического состояния забоя способствует повышению эффективности разрушения горной породы и улучшению показателей работы породоразрушающего инструмента [1–25]. Это определяется тем, что воздействие инструмента на породу должно соответствовать свойствам горной породы, прежде всего ее твердости. Таким образом, направление повышения эффективности бурения должно основываться на анализе характера разрушения горной породы, который можно считать основополагающим в управлении работоспособностью бурового инструмента.

Наиболее востребованным в горной промышленности и перспективным для дальнейшей разработки является импрегнированный алмазный инструмент. Такой буровой инструмент может использоваться в широких пределах геологических условий. Импрегнированные коронки и долота хорошо зарекомендовали себя при бурении в породах, как средней твердости, так и твердых (от VI до XII категории по буримости). При этом современный импрегнированный инструмент обладает самым мелким из доступных резцом. Исследование работы режущих элементов импрегнированного инструмента прямыми методами затруднительно в силу малых геометрических параметров изучаемой плоскости взаимодействия резца с горной породой. Исследование механизма разрушения мелким алмазным резцом требует новых системных подходов, учитывающих взаимное влияние всех процес-

сов и явлений, сопутствующих бурению. Решение поставленной задачи возможно путем реализации аналитического исследования, основанного на обработке экспериментальных данных.

Учитывая вышесказанное, разработка системы управления параметрами режима алмазного бурения по показателю сопротивления разрушения горной породы является темой актуальной и требующей тщательного научного обоснования.

Методология исследования

Для точного и детального анализа процесса разрушения горных пород алмазным инструментом, обладающим мелкими режущими элементами, целесообразно применение метода полного факторного эксперимента (ПФЭ), позволяющего на основе практических данных осуществлять аналитический анализ. Путем выполнения всех этапов данной методики, изложенных в работах [1, 10, 24], реализуется математическая обработка основных параметров бурения, полученных в результате эксперимента или в ходе производственных испытаний. Такой подход к научному исследованию позволяет выводить математические модели, отражающие характер изменения основных показателей бурения, таких как механическая скорость, энергоёмкость разрушения горной породы и углубления за оборот, а также строить необходимые графики для наглядного анализа получаемых зависимостей.

Для полной реализации методики осуществляется ряд последовательных действий. На первом этапе составляется план эксперимента с обязательным указанием влияющих на процесс бурения факторов (осевая нагрузка, частота вращения, вид, количество и состав очистного агента), определяются уровни варьирования указанными факторами и очередность проведения опытов при различных уровнях – количественном значении факторов.

Далее производится обработка результатов эксперимента и строятся графики, отражающие интерпретацию полученных на первом этапе математических моделей механической скорости бурения импрегнированным буровым инструментом, энергоёмкости разрушения горной породы при бурении и углубления за один оборот инструмента на забое, а также их зависимость от осевой нагрузки P_{oc} и частоты вращения ω .

На рис. 1 представлен пример графической зависимости механической скорости (v_m) от параметров режима бурения, полученной в результате обработки экспериментальных данных методом ПФЭ. На полученной графической интерпретации математической модели механической скорости бурения параметры частоты вращения ω и осевой нагрузки P_{oc} представлены в закодированном виде, т. е. предельные значения максимальных и мини-

мальных факторов даны в виде кодовых значений, соответственно, +1 и –1.

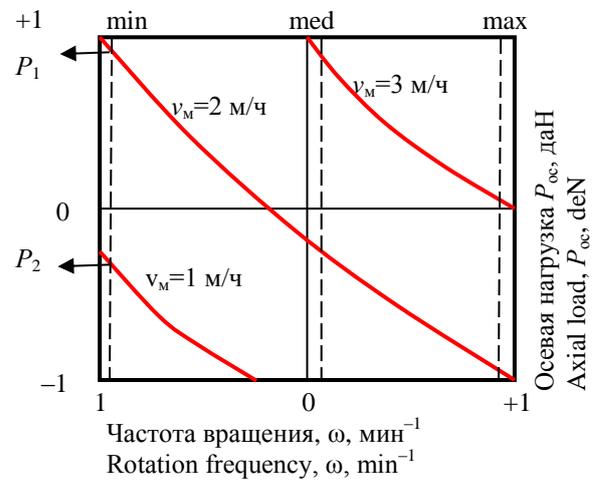


Рис. 1. Графическая интерпретация математических моделей на отклик v_m

Fig. 1. Graphical interpretation of mathematical models for the response v_m

Более подробно проанализировать механизм разрушения породы в процессе бурения скважины можно путем построения зависимости углубления за один оборот бурового инструмента от осевой нагрузки P_{oc} при различных частотах вращения. В качестве показателей частоты вращения принимаются значения, введенные на этапе экспериментального бурения как максимальное, минимальное (т. е. предельные для эксперимента) и среднее. Эти величины выбираются на графике, вид которого показан на рис. 1, и, соответственно, обозначаются как min, med, max. Следующим шагом является определение по данному графику показателей осевой нагрузки P_{oc} , соответствующих трем выбранным значениям частоты вращения и механической скорости бурения v_m .

Исходя из полученных данных, производится расчет величины углубления за оборот ($h_{об}$). По результатам расчета показателя углубления за оборот ($h_{об}$) строится график зависимости углубления за оборот от осевой нагрузки $h_{об} = f(P_{oc})$ (рис. 2).

Анализ полученных описанным способом графиков позволяет определить основные характеристики процесса разрушения пород в процессе бурения.

Например, изучение графика зависимости углубления за один оборот вращения от осевой нагрузки и частоты вращения инструмента, представленного на рис. 2, показало, что линии, отражающие характер углубления, располагаются не одинаково по обе стороны относительно точки их пересечения. Таким образом, можно обозначить на

графике две четко выделяющиеся зоны (I и II). И сделать вывод о том, что механизм разрушения горной породы реализуется в пределах этих зон неодинаково.

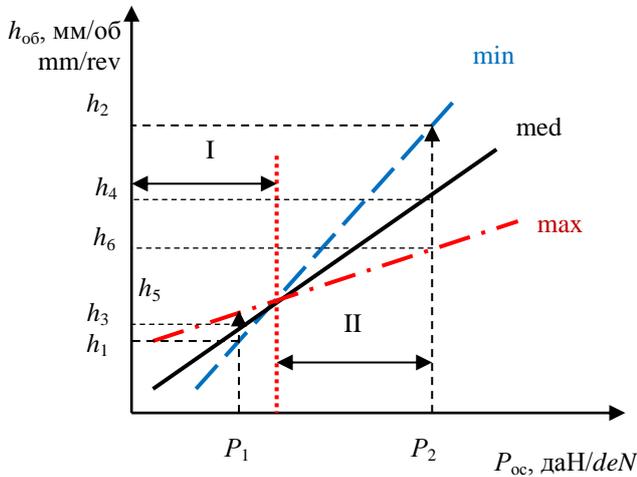


Рис. 2. Графическая зависимость углубления за один оборот от осевой нагрузки и частоты вращения инструмента

Fig. 2. Dependence of deepening per revolution of tool rotation on the axial load and the speed of the tool

Для определения механизма разрушения в выделенных зонах в каждой из них проведены вертикальные линии, соответствующие значениям осевой нагрузки. Пересечения этих вертикальных линий позволяют получить значения углублений при минимальном (h_1, h_2), среднем (h_3, h_4) и максимальном (h_5, h_6) значениях частоты вращения. Анализ зависимости углубления за оборот от осевой нагрузки при различных показателях частоты вращения показал, что зона I соответствует механизму усталостно-поверхностного разрушения, а зона II — объемному механизму разрушения горной породы.

В то же время представленная обработка данных может выглядеть иным образом, например, как графическая интерпретация, показанная на рис. 3.

По графикам на рис. 3 видно, что каждый из представленных механизмов разрушения горной породы при бурении скважины характеризуется соответствующей зависимостью углубления за один оборот от осевого усилия и частоты вращения бурового инструмента.

Случай, когда углубление за один оборот снижается по мере роста частоты вращения, указывает на объемное разрушение горной породы, что полностью соответствует наклону линии зоны II (рис. 3).

Когда величина осевой нагрузки оказывается недостаточной для достижения разрушающего порога напряжения, реализация объемного вида разрушения горной породы становится невозможной. Если при этом увеличение частоты вращения приводит к росту углубления за один оборот, можно сделать вывод об усталостно-поверхностном разрушении горной породы. А линия такого характера может представлять собой указатель на неэффективный режим разрушения.

Таким образом, предварительный анализ показывает, что характер зависимостей углубления за один оборот от частоты вращения способен точно указывать на режим разрушения породы на забое и соответственно объективно учитываться при обосновании параметров режима бурения.

В случае объемного вида разрушения горной породы повышение частоты вращения бурового инструмента ведёт к снижению углубления за один оборот, что указывает на явный рост сил сопротивления со стороны забоя при повышении линейных скоростей резания-скалывания горной породы (рис. 4). Такое явление присуще для бурения однослойными алмазными коронками, обладающими крупными резцами, и импрегнированным буровым инструментом, армированным мелким режущим элементом.

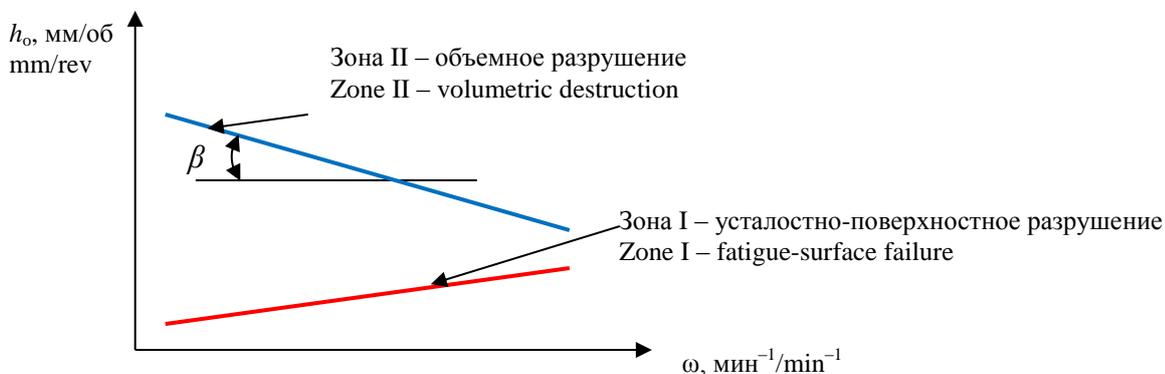


Рис. 3. Графические зависимости углубления за один оборот бурового инструмента на забое от частоты вращения

Fig. 3. Graphic dependences of deepening per one revolution of a drilling tool at the bottomhole on rotational speed

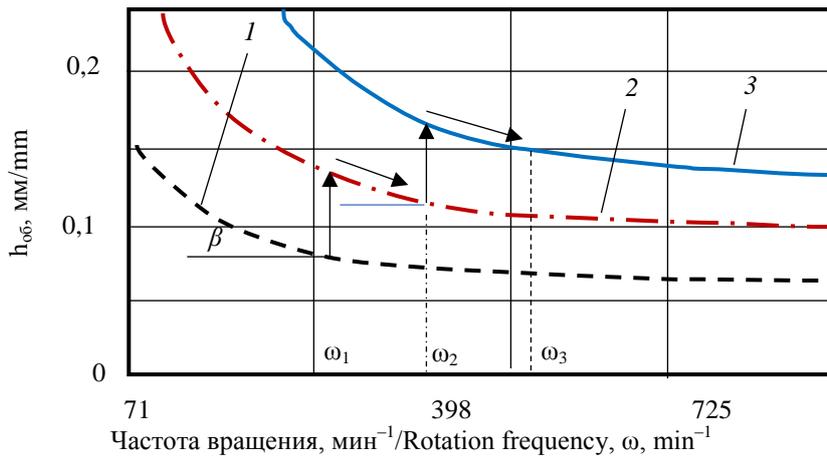


Рис. 4. Экспериментальная зависимость углубления за один оборот алмазной коронки от частоты вращения при различных значениях осевого усилия, даН: 1 – 400; 2 – 800; 3 – 1200

Fig. 4. Experimental dependence of deepening per one revolution of a diamond crown on rotational speed at various values of axial force, daN: 1 – 400; 2 – 800; 3 – 1200

Графики на рис. 4 построены относительно такого фактора, как частота вращения, при трех значениях осевого усилия – 400, 800 и 1200 даН.

Типичным для графиков зависимостей углубления за оборот от частоты вращения при заданных значениях осевого усилия на инструмент является резкое снижение углубления на начальном этапе повышения частоты вращения и выравнивание зависимости при более значительных частотах вращения.

При этом характерным является угол наклона линии углубления (β). Отсюда возникает важное предположение, что угол β является возможной характеристикой уровня сопротивления забоя, т. е. степени сил сопротивления горной породы и призабойной среды. Данное утверждение дает возможность анализа изменения в процессе бурения сил сопротивления забоя путем определения величины угла наклона β (рис. 3, 4). В данном случае $\text{tg } \beta$ является величиной, способной косвенно оценивать величину коэффициента сопротивления μ_k , который характеризует комплексный показатель сопротивления при разрушении горной породы тем или иным буровым инструментом.

Рассмотрим теоретическое обоснование сделанного выше утверждения, которое можно использовать для анализа эффективности процесса разрушения при бурении. Схема анализа приведена на рис. 5.

Ранее была определена зависимость для расчета тангенциального усилия (F_T), равного сумме усилия резания и силы трения ($F_P + F_{TP}$). В результате преобразования с учетом числа работающих на разрушение алмазных резцов n_p [18, 24] получена формула (1):

$$F_T = \frac{\pi(h + 0,25\sqrt{dh})^2 n_p}{2\text{tg}\gamma_{\text{ск}}} \sigma_{\text{ск}} + P_{\text{ос}} f. \quad (1)$$

Анализ формулы (1) указывает на то, что тангенциальное усилие зависит от множества факторов, основными из которых являются: глубина внедрения резцов в породу (h), прочностные характеристики горной породы ($\sigma_{\text{ск}}$, $\gamma_{\text{ск}}$), число работающих на разрушение резцов и силы трения резцов о породу (f). При этом интересна взаимосвязь тангенциального усилия и осевой нагрузки. При росте осевой нагрузки происходит повышение тангенциального усилия, что обуславливается прежде всего повышением силы трения F_{TP} , а также величины глубины внедрения резцов в породу (рис. 5, а).

С увеличением частоты вращения бурового инструмента тангенциальное усилие может оставаться без изменения или несколько снижаться за счет уменьшения глубины внедрения резцов в породу, вследствие роста сопротивления породы разрушению перед передней гранью резца (рис. 5, б).

Коэффициент сопротивления μ_k с учетом формулы (1) можно представить в виде (2) [18, 24]:

$$\mu_k = \mu_b + f = \frac{\pi(h + 0,25\sqrt{dh})^2 n_p}{2\text{tg}\gamma_{\text{ск}} P_{\text{ос}}} \sigma_{\text{ск}} + f. \quad (2)$$

Коэффициент сопротивления μ_k является функцией интенсивности разрушения, которая характеризуется углублением за один оборот. При углублении равном нулю, когда разрушения практически не происходит, а режущие элементы перемещаются по поверхности забоя, не внедряясь в породу, коэффициент сопротивления снижается до минимума и становится равным коэффициенту трения f .

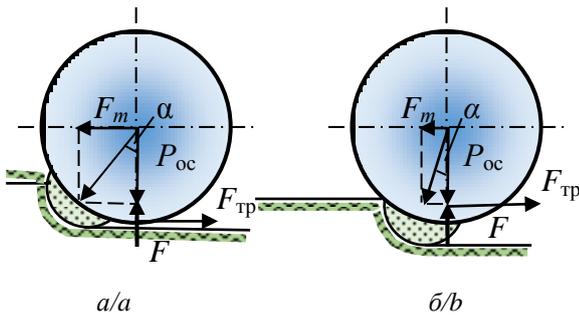


Рис. 5. Схемы взаимодействия с породой алмазных резцов при: а) высоком; б) малом сопротивлении породы

Fig. 5. Schemes of diamond cutters interaction with a rock at: a) high; b) low rock resistance

Наблюдается связь коэффициента сопротивления μ_k с углублением на один оборот $h_{об}$ бурового инструмента на забое. Углубление за один оборот $h_{об}$ определяется из зависимости (3):

$$h_{об} = \frac{v_m}{\omega} = \frac{N\omega h}{\omega} = Nh, \quad (3)$$

где N – число алмазных резцов в средней линии резания; h – глубина внедрения алмазного резца в породу, м; ω – частота вращения бурового инструмента, мин^{-1} .

Из вышеприведенной формулы следует, что $h = \frac{h_{об}}{N}$.

С учетом того, что общее число алмазных резцов на торце равно произведению числа алмазов в линии резания N на число линий резания z_a , получим формулу для расчета коэффициента сопротивления:

$$\mu_k = Nz_a \sqrt{\frac{h_{об}}{Nd}}. \quad (4)$$

На рис. 6 показана схема расчета числа резцов N на средней линии резания (рис. 6, а) и число линий резания вдоль ширины торца матрицы A (рис. 6, б).

Число линий резания на торце коронки z_a можно определить из соотношения $A/(0,8-0,9)d$, с учетом того, что линия резания должна полностью заполнять поверхность забоя скважины с некоторым взаимным перекрытием (рис. 6, б).

Из формулы (4) можно получить зависимость углубления за один оборот от коэффициента сопротивления:

$$h_{об} = \frac{\mu_k^2 d}{z_a n_p}, \quad (5)$$

где n_p – число резцов в линии резания, активно работающих на разрушение горной породы.

Учитывая зависимость (5), в которой установлена связь коэффициента сопротивления μ_k с величиной углубления за один оборот $h_{об}$, можно утвер-

ждать, что характер линии углубления в зависимости от частоты вращения может характеризовать величину коэффициента сопротивления при разрушении породы алмазным инструментом. По сути, если принимать формулу (5) как аналитически выверенную, величина углубления за один оборот является эквивалентом и достаточно точно конвертируется в квадрат коэффициента сопротивления с учетом относительно постоянной величины, связанной с конструкцией вооружения коронки и режимом разрушения породы, а именно, с числом n_p .

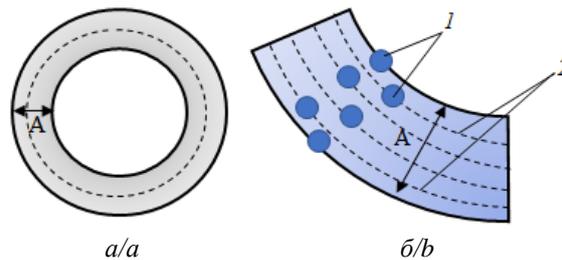


Рис. 6. Схема для расчета числа линий резания на торце коронки: а) вся рабочая часть коронки; б) сектор коронки; 1 – алмазный резец; 2 – линия резания

Fig. 6. Scheme for calculating the number of cutting lines at the end of a crown: a) the entire working part of a crown; b) crown sector; 1 – diamond cutter; 2 – cutting line

Коэффициент трения характеризует взаимодействие коронки (резца) с породой при отсутствии разрушения и по известным данным [10, 24] находится в пределах 0,02–0,13.

Коэффициент сопротивления μ_k , согласно данным различных источников информации и опытных работ, изменяется в пределах 0,02–0,6 и наиболее часто при бурении алмазным инструментом соответствует интервалу величин 0,22–0,31 [10, 18, 24].

При этом малые значения $\mu_k=0,02-0,15$ соответствуют условиям заполирования алмазов, а высокие значения $\mu_k=0,4-0,6$ – режиму интенсивного термомеханического разрушения резцов и матриц алмазного инструмента.

Таким образом, условия эффективного разрушения горных пород алмазным инструментом ограничиваются диапазоном значений коэффициента сопротивления $\mu_k=0,15-0,4$, а «золотая середина» может равняться 0,1–0,3.

Условия заполирования алмазного резца наступает при следующих значениях параметра:

$\sqrt{\frac{h}{d}} = 0,02 - 0,15$, т. е. глубине внедрения резца в породу $h=0,0004-0,0225d$ [24].

Интенсивный износ алмазного кристалла будет в случае, если $h=0,16-0,36d$ [24].

Коэффициент сопротивления μ_k пропорционален величине углубления инструмента в породу за оборот и механической скорости бурения. Например, данные, приведенные в работе [24], свидетельствуют о наличии пропорциональной зависимости, которая выражается частной эмпирической формулой

$$\mu_k = 0,135 + 0,0285 v_m.$$

С увеличением частоты вращения коэффициент сопротивления μ_k снижается, а с повышением осевой нагрузки возрастает.

Как следует из вышеприведенной зависимости (5), на коэффициент сопротивления μ_k , а значит, и на энергоёмкость разрушения породы влияет размер алмазных резцов – диаметр d .

С увеличением диаметра коронок и толщины матричных колец затраты мощности на разрушение породы и коэффициент сопротивления возрастают из-за роста числа алмазных резцов на торце инструмента: с увеличением диаметра коронок пропорционально диаметру, с увеличением толщины матрицы пропорционально приросту площади торца, если сохраняется удельная контактная нагрузка на породу.

При расчете забойной мощности используется выражение (6), также учитывающее коэффициент сопротивления

$$N = \frac{\mu_k P_{oc} R \omega}{97,5}, \quad (6)$$

где μ_k – коэффициент сопротивления; P_{oc} – осевая нагрузка на буровой инструмент; R – радиус торца бурового инструмента; ω – частота вращения бурового инструмента.

Крутящий момент на работающем буровом инструменте может определяться по классической зависимости (7):

$$M_{кр} = F_p R = \frac{N}{\omega} = \frac{\mu_k P_{oc} R}{97,5}, \quad (7)$$

где F_p – тангенциальное усилие резания-скалывания горной породы резцами бурового инструмента.

Из данной зависимости следует, что $F_p = \mu_k P_{oc}$, а $\mu_k = \frac{F_p}{P_{oc}}$.

При этом, если рассмотреть схему работы бурового элемента, например, алмазного резца (рис. 5), становится очевидным, что соотношение $\frac{F_p}{P_{oc}}$ – это ничто иное как тангенс угла α , угла между действующим осевым усилием P_{oc} и результирующей силой R резания-скалывания-раздавливания горной породы, по направлению которой формируется ядро сжатия горной породы.

Таким образом, коэффициент сопротивления резания-скалывания-раздавливания горной породы определяется как (8):

$$\mu_k = \operatorname{tg} \alpha = \frac{F_p}{P_{oc}}, \text{ а угол } \alpha = \operatorname{arctg} \frac{F_p}{P_{oc}}. \quad (8)$$

Связь между углублением за один оборот и коэффициентом сопротивления получена в виде формулы (9):

$$h_{об} = \frac{\mu_k^2 d}{z a n_p}. \quad (9)$$

В данной формуле все параметры, кроме коэффициента сопротивления μ_k и, вероятно, n_p , – величины постоянные, а значит, можно выстроить прямую связь таких параметров как углубление за один оборот и коэффициент сопротивления как (10)

$$h_{об} = K \cdot \mu^2. \quad (10)$$

Для анализа сил сопротивления при проведении экспериментальных работ по буримости горных пород различными типами буровых инструментов, учитывая данные, приведенные в виде графиков на рис. 4, вполне обоснованно связать значения углов β и α , поскольку при повышении сопротивления резанию-скалыванию (рост усилия F_p) эти углы увеличиваются, например, при повышении частоты вращения бурового инструмента, а при повышении осевой нагрузки, несмотря на то, что растёт глубина внедрения резца в породу, снижаются. Таким образом, углы β и α имеют одну природу, а значит, измеренный на графиках рис. 4 угол β может оцениваться как угол, тангенс которого эквивалентен коэффициенту сопротивления резания-скалывания-раздавливания горной породы резцом.

Процесс поиска оптимальных значений параметров режима бурения показан на схеме рис. 4.

На схеме показано, что если установлен определенный уровень коэффициента сопротивления, который является оптимальным по условиям обработки бурового инструмента в данном комплексе горных пород, то можно последовательно по мере повышении частоты вращения переходить на новый уровень осевого усилия при достижении рубежного значения коэффициента сопротивления. В результате будет уставлено оптимальное сочетание частоты вращения и осевого усилия. Например, при бурении при осевом усилии 400 даН предел коэффициента сопротивления достигнут при частоте вращения ω_1 , после этого следует переход на более высокую частоту вращения и происходит повышение частоты вращения до значения ω_2 и далее до частоты вращения ω_3 при осевой нагрузке 1200 даН. Этот процесс может происходить непрерывно с определенными заданными диапазонами до достижения максимального значения режимных параметров.

При понижении частоты вращения, например, вызванного условиями бурения, понижение осевой нагрузки происходит в обратной последовательности.

Ключевым моментом методики является выбор оптимальной величины коэффициента сопротивления, на который следует ориентироваться при поиске наиболее выгодного сочетания параметров режима бурения. Этот вопрос лучше всего решать путем использования базы данных по алмазному бурению в соответствующем комплексе горных пород с выявлением оптимальных значений коэффициента сопротивления, равного тангенсу угла β (рис. 4). Для верной объективной оценки при определении угла β следует использовать единый масштаб построения графиков углубления за один оборот от частоты вращения при различных значениях осевого усилия.

Практическое применение полученных закономерностей и предлагаемой методики может быть реализовано в случае диагностики режима разрушения горной породы при управлении процессом бурения с применением интерактивных систем, например, забойных телеметрических систем, или управления процессом бурения с применением систем компьютерного сопровождения APS [10]. В этом случае требуется определенный комплекс программного обеспечения для управления параметрами режима бурения по оптимальной величине коэффициента сопротивления, определяемого как тангенс угла β (рис. 4), в заданных единых параметрах масштабирования.

Выводы

1. Анализ эффективности разрушения горной породы на забое скважины может быть выполнен на основе построения моделей механической скорости бурения и их обработки с целью полу-

чения зависимостей углубления за один оборот инструмента на забое скважины $h_{об}$ от частоты вращения при заданных значениях осевого усилия. Геометрия данных зависимостей, а именно, тангенс угла наклона кривой β , позволяет соотносить углубление за один оборот со значением коэффициента сопротивления разрушению μ_k при бурении равного $h_{об}=K \mu_k^2$, где K – постоянная величина, определяемая через параметры конструкции торца буровой коронки.

2. Поиск оптимальных значений параметров режима бурения и их сочетаний в режиме текущего времени может осуществляться при использовании базы данных и соответствующих компьютерных программ, ориентированных на максимально высокие показатели бурения – ресурс инструмента и механическую скорость бурения. Данный поиск оптимальных значений предполагает постоянное построение кривых типа $h_{об}=f(\omega)$, с непрерывным контролем и поиском оптимального значения величины $\mu_k=\text{tg } \beta$. При достижении предельной величины μ_k , соответствующей оптимальным условиям бурения при существующей частоте вращения и заданной осевой нагрузке, для улучшения условий следует переход на более высокую осевую нагрузку с последующим повышением частоты вращения (при снижении частоты вращения происходит обратный процесс). Такой процесс поиска оптимальных условий, который ориентируется на максимально возможную для данных условий бурения частоту вращения и оптимальную величину $\text{tg } \beta$, позволяет без измерения забойной мощности, что невозможно в существующих условиях алмазного разведочного бурения, решать задачу оптимального управления параметрами режима бурения максимально эффективно.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Нескоромных В.В., Пушмин П.С. Методика оптимальных параметров режима и условий бурения скважин // Известия Сибирского отделения Секции наук о Земле РАН – 2011. – № 1 (38). – С. 151–157.
2. Алгоритм управления системой алмазного бурения / В.В. Нескоромных, М.С. Попова, З.Г. Зотов, Б. Лиу // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. – 2022. – Т. 333. – № 2. – С. 81–89. DOI: 10.18799/24131830/2022/2/3562.
3. Принципы конструирования и эксплуатации алмазного породоразрушающего инструмента / А.А. Буканов, Л.К. Горшков, А.И. Осецкий, Н.В. Соловьев // Разведка и охрана недр. – 2013. – № 7. – С. 44–49.
4. Brook B. Principles of diamond tool technology for sawing rock // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2002. – Vol. 39 (1). – P. 41–58.
5. Tonon F., Amadei B. Effect of elastic anisotropy on tunnel wall displacements behind a tunnel face // Rock Mechanics and Rock Engineering. – 2002. – Vol. 35 (3). – P. 141–160.
6. Коротков А.В. Современный взгляд на основные задачи оптимизации алмазного бурения // Известия сибирского отделения РАН. Геология, поиски и разведка рудных месторождений. – 2011. – Т. 2 (39). – С. 205–209.
7. Detournay E., Richard T., Shepherd M. Drilling response of drag bits: theory and experiment // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2008. – Vol. 45 (8). – P. 1347–1360.
8. Basarir H., Karpuz C. Preliminary estimation of rock mass strength using diamond bit drilling operational parameters // International Journal of Mining, Reclamation and Environment. – 2016. – Vol. 30 (2). – P. 145–164.
9. Борисов К.И. Современные методы оценки сопротивления горных пород резанию-скалыванию при бурении долотами PDC: монография. – Томск: ТПУ, 2013. – 166 с.

10. Нескоромных В.В. Оптимизация в геологоразведочном производстве. – Красноярск: Сибирский федеральный университет, 2013. – 246 с.
11. Инновационные подходы к конструированию высокоэффективного породоразрушающего инструмента / А.Я. Третьяк, В.В. Попов, А.Н. Гроссеу, К.А. Борисов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. – № 8. – С. 225–230.
12. Su O., Ali Akcin. Numerical simulation of rock cutting using the discrete element method // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. – 2011. – Vol. 48 (3). – P. 434–442.
13. Hasan A.R., Kabir C.S. Wellbore heat-transfer modeling and applications // *Journal of Petroleum Science and Engineering*. – 2012. – Vol. 96–97. – P. 109–119.
14. A novel method for measuring and analyzing the interaction between drill bit and rock / X. Wang, Z. Wang, D. Wang, L. Chai // *Measurement*. – 2018. – Vol. 121. – P. 344–354.
15. Kanyanta V., Ozbayraktar S., Maweja K. Effect of manufacturing parameters on polycrystalline diamond compact cutting tool stress-state // *International Journal of Refractory Metals and Hard Materials*. – 2014. – Vol. 45. – P. 147–152.
16. Che D., Zhu W.-L., Ehmann K.F. Chipping and crushing mechanisms in orthogonal rock cutting // *International Journal of Mechanical Sciences*. – 2016. – № 119. – P. 224–236.
17. Евсеев В.Д., Мавлютов М.Р. Пути повышения эффективности разрушения горных пород // *Материалы региональной конференции геологов Сибири, Дальнего Востока и Северо-Востока России*. – 2000. – Т. 1. – С. 463–465.
18. Нескоромных В.В., Попова М.С., Лиу Баочанг. Исследование сопротивления породы при бурении мелкорезцовым алмазным инструментом // *Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов*. – 2021. – Т. 332. – № 6. – С. 167–177.
19. Closed-form solution of stress state and stability analysis of wellbore in anisotropic permeable rocks / D.-P. Do, N.-H. Tran, H.-L. Dang, D. Hoxha // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. – 2019. – Vol. 113. – P. 11–23.
20. Optimization model for polycrystalline diamond compact bits based on reverse design / Z. Ai, Y. Han, Y. Kuang, Y. Wang, M. Zhang // *Advances in Mechanical Engineering*. – 2018. – Vol. 10 (6). – P. 476–479.
21. Numerical investigations on the effect of ultra-high cutting speed on the cutting heat and rock-breaking performance of a single cutter / M. Gao, K. Zhang, Q. Zhou, H. Zhou, B. Liu, G. Zheng // *Journal of Petroleum Science and Engineering*. – July 2020. – Vol. 190. – № 107120.
22. Integrated FEA modeling offers system approach to drillstring optimization / H. Aslaksen, M. Annand, R. Duncan, A. Fjaere, L. Paez, U. Tran // *Society of Petroleum Engineers/SPE Drilling Conference*. – Miami, Florida, USA, 2006. – P. 669–684. DOI: 10.2118/99018-MS
23. Huang H., Lecampion B., Detournay E. Discrete element modeling of tool-rock interaction I: Rock cutting // *International Journal for Numerical and Analytical Methods in Geomechanics*. – 2013. – Vol. 37 (13). – P. 1913–1929.
24. Нескоромных В.В., Попова М.С., Баочанг Л. Разрушение горных пород при бурении скважин алмазным буровым инструментом: монография. – Красноярск: Сибирский федеральный университет, 2020. – 268 с.
25. Контроль ресурса PDC-пластин бурового долота / А.А. Третьяк, Е.В. Сидорова, Ю.Ф. Литкевич, С.И. Лубянова, А.А. Бурцев, А.В. Мохов // *Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов*. – 2021. – Т. 332. – № 8. – С. 28–35.

Информация об авторах

Вячеслав Васильевич Нескоромных, доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой технологии и техники разведки Института цветных металлов Сибирского федерального университета, Россия, 660025, г. Красноярск, пр. им. газеты «Красноярский рабочий», 95. sovair@bk.ru <http://orcid.org/0000-0001-8922-0779>

Марина Сергеевна Попова, кандидат технических наук, доцент кафедры технологии и техники разведки Института цветных металлов Сибирского федерального университета, Россия, 660025, г. Красноярск, пр. им. газеты «Красноярский рабочий», 95. alleniram83@mail.ru <http://orcid.org/0000-0002-1462-8339>

Ксения Владимировна Лалетина, студент кафедры технологии и техники разведки Института цветных металлов Сибирского федерального университета, Россия, 660025, г. Красноярск, пр. им. газеты «Красноярский рабочий», 95. lkv2@mail.ru

Дмитрий Викторович Лысаков, аспирант кафедры технологии и техники разведки Института цветных металлов Сибирского федерального университета, Россия, 660025, г. Красноярск, пр. им. газеты «Красноярский рабочий», 95. lysackovd@yandex.ru

Поступила в редакцию: 10.05.2023

Поступила после рецензирования: 13.06.2023

Принята к публикации: 17.01.2024

REFERENCES

1. Neskoromnih V.V., Pushmin P.S. Technique of optimal parameters of the mode and conditions of drilling wells. *Proceedings of the Siberian Branch of the Section of Earth Sciences of the Russian Academy of Natural Sciences*, 2011, vol. 1 (38), pp. 151–157. (In Russ.)
2. Neskoromnih V.V., Popova M.S., Zotov Z.G., Liu Baochang. Algorithm of diamond drilling system control. *Bulletin of the Tomsk Polytechnic University. Geo Assets Engineering*, 2022, vol. 333, no. 2, pp. 81–89. (In Russ.)

3. Bukanov A.A., Gorshkov L.K., Osetskiy A.I., Soloviev N.V. Principles for the design and operation of diamond rock cutting tools. *Razvedka i ohrana nedr*, 2013, no. 7, pp. 44–49. (In Russ.)
4. Brook B. Principles of diamond tool technology for sawing rock. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2002, vol. 39 (1), pp. 41–58.
5. Tonon F., Amadei B. Effect of elastic anisotropy on tunnel wall displacements behind a tunnel face. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 2002, vol. 35, no. 3, pp. 141–160.
6. Korotkov A.V. A modern look at the main tasks of optimization of diamond drilling. *Izvestiya sibirskogo otdeleniya RAEN. Geologiya, poiski i razvedka rudnykh mestorozhdeniy*, 2011, no. 2 (39), pp. 205–209. (In Russ.)
7. Detournay E., Richard T., Shepherd M. Drilling response of drag bits: theory and experiment. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2008, vol. 45 (8), pp. 1347–1360.
8. Basarir H., Karpuz C. Preliminary estimation of rock mass strength using diamond bit drilling operational parameters. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 2016, vol. 30 (2), pp. 145–164.
9. Borisov K.I. *Modern methods for assessing the resistance of rocks to cutting–chipping when drilling with PDC bits. Monograph.* Tomsk, TPU Publ. house, 2013. 166 p. (In Russ.)
10. Neskromnykh V.V. *Optimization in geological survey production.* Moscow, INFRA-M Publ.; Krasnoyarsk, SFU Publ., 2013. 246 p. (In Russ.)
11. Tretyak A.Ya., Popov V.V., Grossu A.N., Borisov K.A. Innovative approaches to the design of highly efficient rock cutting tools. *Gorny informatsionno-analiticheskii byulleten*, 2017, no. 8, pp. 225–230. (In Russ.)
12. Su O., Ali Akcin. Numerical simulation of rock cutting using the discrete element method. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2011, vol. 48 (3), pp. 434–442.
13. Hasan A.R., Kabir C.S. Wellbore heat-transfer modeling and applications. *Journal of Petroleum Science and Engineering*, 2012, vol. 96–97, pp. 109–119.
14. Wang X., Wang Z., Wang D., Chai L. A novel method for measuring and analyzing the interaction between drill bit and rock. *Measurement*, 2018, vol. 121, pp. 344–354.
15. Kanyanta V., Ozbayraktar S., Maweja K. Effect of manufacturing parameters on polycrystalline diamond compact cutting tool stress-state. *International Journal of Refractory Metals and Hard Materials*, 2014, vol. 45, pp. 147–152.
16. Che D., Zhu W.-L., Ehmann K.F. Chipping and crushing mechanisms in orthogonal rock cutting. *International Journal of Mechanical Sciences*, 2016, no. 119, pp. 224–236.
17. Evseev V.D., Mavlyutov M.R. Ways to increase the efficiency of rock destruction. *Proceedings of regional conference of geologist in Siberia, far East and North-East of Russia*, 2000, vol. I, pp. 463–465. (In Russ.)
18. Neskromnykh V.V., Popova M.S., Liu B. Study of rock resistance when drilling with a small-cutting diamond tool. *Bulletin of the Tomsk Polytechnic University. Geo Assets Engineering*, 2021, vol. 332, no. 6, pp. 167–177. (In Russ.)
19. Do D.-P., Tran N.-H., Dang H.-L., Hoxha D. Closed-form solution of stress state and stability analysis of wellbore in anisotropic permeable rocks. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2019, vol. 113, pp. 11–23.
20. Ai Z., Han Y., Kuang Y., Wang Y., Zhang M. Optimization model for polycrystalline diamond compact bits based on reverse design. *Advances in Mechanical Engineering*, 2018, vol. 10 (6), pp. 476–479.
21. Gao M., Zhang K., Zhou Q., Zhou H., Liu B., Zheng G. Numerical investigations on the effect of ultra-high cutting speed on the cutting heat and rock-breaking performance of a single cutter. *Journal of Petroleum Science and Engineering*, July 2020, vol. 190, article no. 107120.
22. Aslaksen H., Annand M., Duncan R., Fjaere A., Paez L., Tran U. Integrated FEA modeling offers system approach to drillstring optimization. *Society of Petroleum Engineers/SPE Drilling Conference*. Miami, Florida, USA, 2006. pp. 669–684. DOI: 10.2118/99018-MS
23. Huang H., Lecampion B., Detournay E. Discrete element modeling of tool-rock interaction I: Rock cutting. *International Journal for Numerical and Analytical Methods in Geomechanics*, 2013, no. 37 (13), pp. 1913–1929.
24. Neskromnykh V.V., Popova M.S., Liu B. *Destruction of rocks when drilling wells with a diamond drilling tool: monograph.* Krasnoyarsk, Siberian Federal University, 2020. 268 p. (In Russ.)
25. Tretyak A.A., Sidorova E.V., Litkevich Yu.F., Lubyanova S.I., Burtsev A.A., Mokhov A.V. Life control of PDC inserts in a drill bit. *Bulletin of the Tomsk Polytechnic University. Geo Assets Engineering*, 2021, vol. 332, no. 8, pp. 28–35.

Information about the authors

Vyacheslav V. Neskromnykh, Dr. Sc., Professor, Head of the Department of Technology and Equipment of Investigation, Siberian Federal University, 95, Krasnoyarskiy rabochiy avenue, Krasnoyarsk, 660095, Russian Federation. sovair@bk.ru

Marina S. Popova, Cand. Sc., Associate Professor, Siberian Federal University, 95, Krasnoyarskiy rabochiy avenue, Krasnoyarsk, 660095, Russian Federation. alleniram83@mail.ru

Ksenia V. Laletina, Student, Siberian Federal University, 95, Krasnoyarskiy rabochiy avenue, Krasnoyarsk, 660095, Russian Federation. lkv2@mail.ru

Dmitriy V. Lysakov, Postgraduate Student, Siberian Federal University, 95, Krasnoyarskiy rabochiy avenue, Krasnoyarsk, 660025, Russian Federation. lysackovd@yandex.ru

Received: 10.05.2023

Revised: 13.06.2023

Accepted: 17.01.2024