

чение частоты вращения инструмента обеспечивает рост механической скорости бурения. Однако, имеется максимум углубки скважины за один оборот коронки при частоте вращения порядка  $800 \text{ мин}^{-1}$ .

В процессе испытаний применяли следующие режимы бурения:

- осевое усилие 1200–1500 даН;
- частота вращения 460–780  $\text{мин}^{-1}$ ;
- расход промывочной жидкости 18–23 л/мин.

Для сравнения осуществлялось бурение с применением режимов бурения, предусмотренных геолого–техническим нарядом:

- осевое усилие 1200–1500 даН;
- частота вращения 460–780  $\text{мин}^{-1}$ ;
- расход промывочной жидкости 40 л/мин.

Бурение с применением опытного режима и режима, рекомендуемого геолого–техническим нарядом, осуществлялось однослойными алмазными коронками диаметром 59 мм. Заклинка керна в обоих случаях осуществлялась кернорвателями.

Всего за период испытаний с применением опытного режима пробурено 3648 метров, в том числе с проведением хронометражных наблюдений – 48,7 метра. Математическая обработка данных хронометражных наблюдений бурения с применением опытной и существующей технологий произведена по методике Министерства геологии.

Анализ результатов промышленных испытаний показал, что основные технико–экономические показатели бурения однослойными алмазными коронками с применением опытной технологии превосходят показатели бурения с использованием существующей технологии:

- по механической скорости бурения на 24 %;
- по рейсовой скорости на 23 %;
- по ресурсу коронки на 18 %;
- по углубке за рейс на 15 %.

Зашламование скважин при бурении с применением опытной технологии практически отсутствует. Выход керна при бурении с применением указанных выше режимов одинаков и составляет 80 – 90 %.

© Вырвинский П.П., 2001

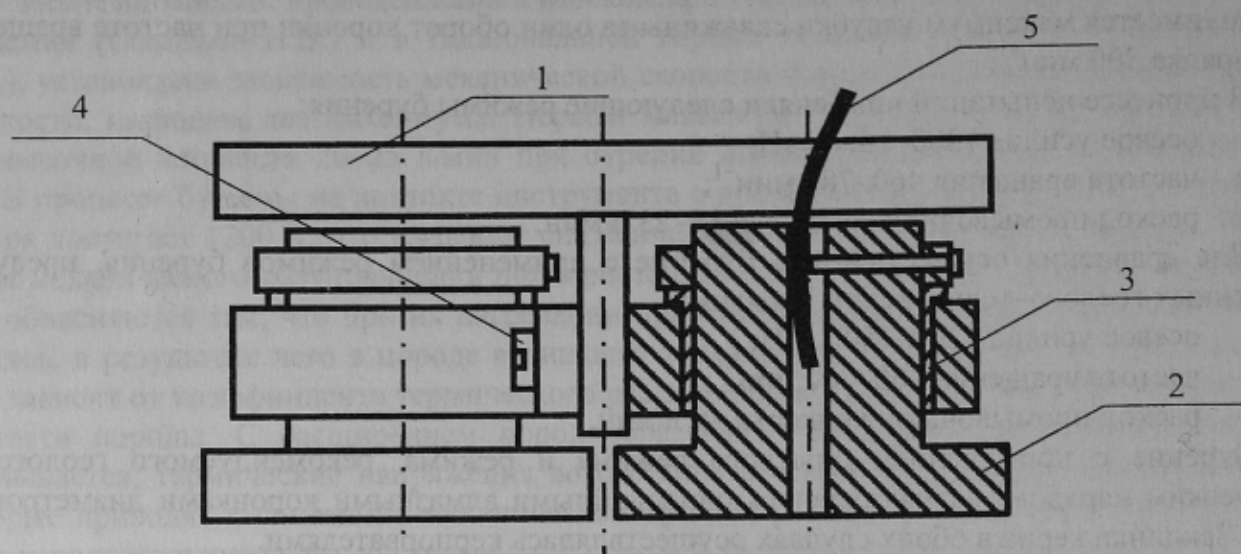
УДК 622.24.051.64

Канд. техн. наук ДАВИДЕНКО А.Н., инж. ХОМЕНКО В.Л.  
Национальная горная академии Украины, г. Днепропетровск, Украина

## ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ ПАРАМЕТРОВ РЕЖИМА БУРЕНИЯ НА КОЭФФИЦИЕНТ ПРОСКАЛЬЗЫВАНИЯ САТЕЛЛИТОВ ОТНОСИТЕЛЬНО СТЕНОК СКВАЖИНЫ В АЛМАЗНЫХ ПЛАНЕТАРНЫХ ДОЛОТАХ

Для изучения степени влияния параметров режима бурения и конструкции инструмента на коэффициент проскальзывания  $k_{np}$  сателлитов относительно стенок скважины нами на экспериментальном стенде был проведен ряд исследований.

Задачами исследований являлись: 1) определение влияния угла наклона оси сателлита к оси долота на коэффициент проскальзывания; 2) определение влияния осевой нагрузки на коэффициент проскальзывания; 3) определение влияния расхода промывочной жидкости на коэффициент проскальзывания; 4) определение влияния частоты вращения на



**Рис. 1** – Схема физической модели планетарного долота  
 1 – корпус модели; 2 – породоразрушающий сателлит; 3 – подшипник скольжения; 4 – закрепляющие болты; 5 – тросик к тахометру для определения частоты вращения сателлита.

коэффициент проскальзывания.

Для проведения экспериментов использовались физические модели одноступенчатых двухсателлитных планетарных долот. Модели были изготовлены диаметром 76 мм, диаметр сателлитов 36 мм. Материал сателлитов – сталь 45. Схематично конструкция физической модели планетарного долота показана на рис. 1.

Стендовые исследования физической модели планетарного долота проводились на специальном стенде, расположенном в корпусе № 9 НГА Украины. Стенд включает буровое оборудование: буровой станок типа ЗИФ-650М с плавнорегулируемым приводом; буровой насос типа НБ4-320/63 с плавнорегулируемым приводом; двигатель постоянного тока типа 2ПБ 1601-УХДА, приводящий во вращение образец горной породы. До начала исследований к модели подсоединялся тахометр для снятия показаний частоты вращения сателлитов. Осевую нагрузку создавали шпинделем бурового станка ЗИФ-650М. Вращение осуществляли от двигателя, расположенного на раме стенда. Подачу промывочной жидкости производили буровым насосом НБ4-320/63. Бурение осуществлялось по цементным блокам. Отношение количества песка к количеству цемента 1:1.

Первичные материалы экспериментов, полученные при стендовых исследованиях, обрабатывались с применением методов математической статистики и теории ошибок, для получения достоверных средних значений показателей за опыт и по серии опытов, проведенных в одинаковых условиях.

Для статистической обработки использовались программы Microsoft Excel 97 и Statistica 5.1.

При проведении опытов усилие подачи составляло 1000, 2000, 3000, 4000, 5000 Н, а частота вращения долота 75, 150, 225, 300, 375 об/мин.

Значения коэффициента проскальзывания  $k_{пр}$ , стандарта  $\sigma$ , средней ошибки  $m$ , коэффициента вариации  $K$ , относительной ошибки  $\rho$  при изменении осевой нагрузки и частоты вращения для долота с вертикальным расположением осей сателлитов представлены в табл. 1.

Как следует из табл. 1 с увеличением осевой нагрузки и частоты вращения коэффициент проскальзывания снижается.

Анализ данных табл. 1 и графиков приведенных на рис. 2, показал, что лучше всего отражают физический смысл процесса и наиболее близко аппроксимируют прогнозную кривую к экспериментальным значениям уравнения вида

$$k_{np} = \frac{1}{A_1 P + C_1}, \quad (1)$$

$$k_{np} = \frac{1}{B_2 n_{об} + C_2}, \quad (2)$$

$$k_{np} = \frac{1}{A_3 P + B_3 n_{об} + C_3}, \quad (3)$$

где  $A$ ,  $B$  и  $C$  – коэффициенты, зависящие от контактирующих материалов, формы породоразрушающего инструмента и условий бурения.

В частности для данных приведенных в табл. 1 уравнение 3 примет вид

$$k_{np} = \frac{1}{0,000131P + 0,00182n_{об} + 2,5671}, \quad (4)$$

Величина достоверности аппроксимации этого уравнения  $r^2 = 0,988$ . Оно объясняет 97,66 % полученных результатов. Стандартная ошибка вычисления коэффициента про-

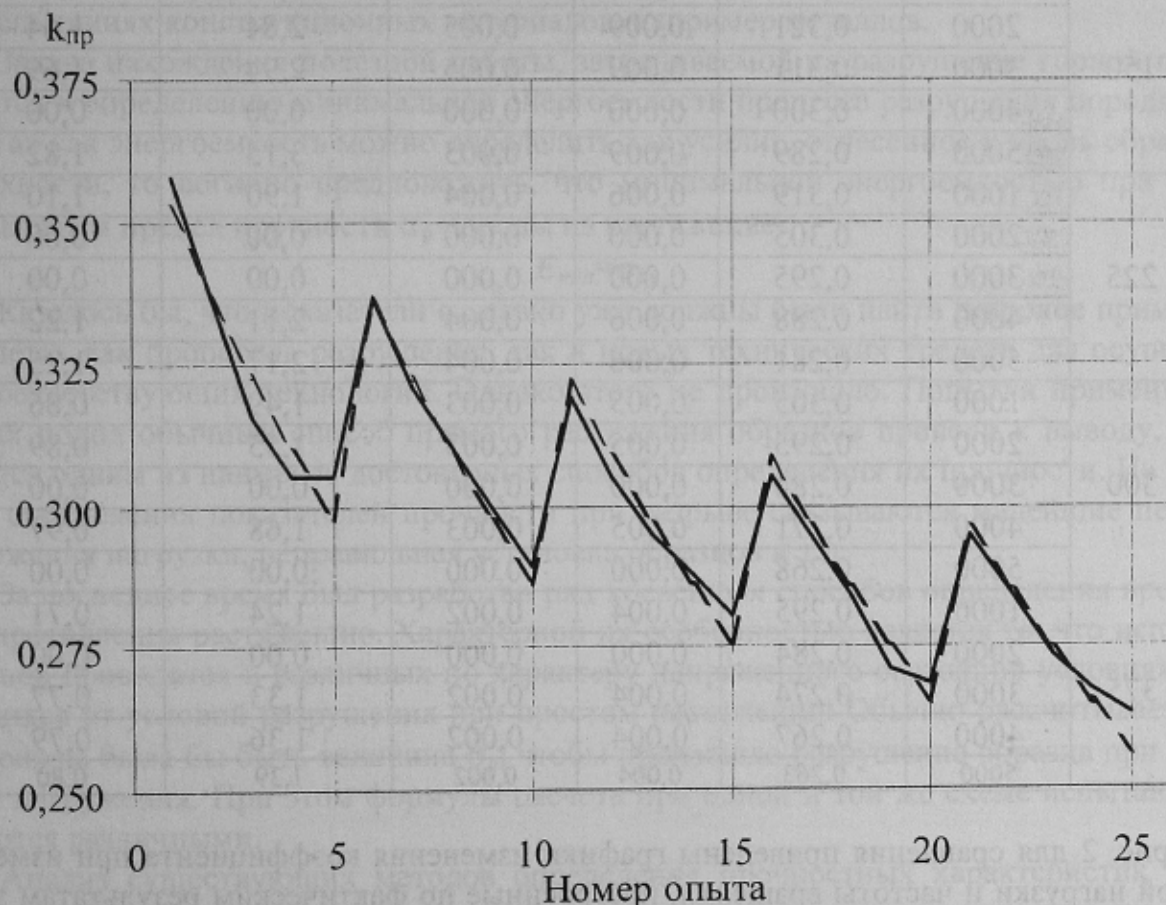


Рис. 2 – Зависимость коэффициента проскальзывания  $k_{np}$  от осевого усилия  $P$  и частоты вращения долота  $n_{об}$ .

1 – фактические значения  $k_{np}$ , полученные в результате экспериментов;  
2 – значения, полученные в результате аппроксимации функцией вида

$$k_{np} = \frac{1}{A_3 P + B_3 n_{об} + C_3}$$

скальзывания  $\sigma_{k_{np}} = 3,850 \cdot 10^{-3}$ . Стандартная ошибка для первого коэффициента  $\sigma_{A_3} = 6,06 \cdot 10^{-6}$ , для второго –  $\sigma_{B_3} = 8,05 \cdot 10^{-5}$ , для свободного члена –  $\sigma_{C_3} = 2,51 \cdot 10^{-2}$ .

Таблица 1 – Зависимость коэффициента проскальзывания от осевой нагрузки и частоты вращения долота

№ опыта	Частота вращения долота, мин <sup>-1</sup>	Осевая нагрузка, Н	Коэффициент проскальзывания	Стандарт $\pm\sigma$	Средняя ошибка $\pm m$	Коэффициент вариации K, %	Относительная ошибка $\rho$ , %
1	75	1000	0,358	0,018	0,011	5,09	2,94
2		2000	0,337	0,018	0,011	5,41	3,13
3		3000	0,316	0,000	0,000	0,00	0,00
4		4000	0,305	0,018	0,011	5,97	3,45
5		5000	0,305	0,018	0,011	5,97	3,45
6	150	1000	0,337	0,009	0,005	2,71	1,56
7		2000	0,321	0,009	0,005	2,84	1,64
8		3000	0,311	0,009	0,005	2,94	1,69
9		4000	0,300	0,000	0,000	0,00	0,00
10		5000	0,289	0,009	0,005	3,15	1,82
11	225	1000	0,319	0,006	0,004	1,90	1,10
12		2000	0,305	0,000	0,000	0,00	0,00
13		3000	0,295	0,000	0,000	0,00	0,00
14		4000	0,288	0,006	0,004	2,11	1,22
15		5000	0,281	0,006	0,004	2,17	1,25
16	300	1000	0,305	0,005	0,003	1,49	0,86
17		2000	0,295	0,005	0,003	1,55	0,89
18		3000	0,284	0,000	0,000	0,00	0,00
19		4000	0,271	0,005	0,003	1,68	0,97
20		5000	0,268	0,000	0,000	0,00	0,00
21	375	1000	0,295	0,004	0,002	1,24	0,71
22		2000	0,284	0,000	0,000	0,00	0,00
23		3000	0,274	0,004	0,002	1,33	0,77
24		4000	0,267	0,004	0,002	1,36	0,79
25		5000	0,263	0,004	0,002	1,39	0,80

На рис. 2 для сравнения приведены графики изменения коэффициента при изменении осевой нагрузки и частоты вращения, построенные по фактическим результатам эксперимента и спрогнозированные по выражению (4).

При бурении с промывкой изменяются абсолютные значения  $k_{np}$ , а на характер кривой изменение подачи промывочной жидкости оказывает несущественное влияние.

Таким образом, анализируя вышеизложенное можно сделать следующие выводы: коэффициентом проскальзывания  $k_{np}$  в процессе бурения можно управлять, изменяя параметры технологического режима и свойства промывочной жидкости; наибольшее влияние на изменение коэффициента проскальзывания  $k_{np}$  оказывает изменение частоты вращения

инструмента, в несколько меньшей степени изменение осевой нагрузки и в незначительной изменение расхода промывочной жидкости.

© Давиденко А.Н., Хоменко В.Л., 2001

УДК 622.24.02

Канд. техн. наук ДУДЛЯ Н.А., инж. ПАЩЕНКО А.А.

Национальная горная академия Украины, г. Днепропетровск, Украина

## **НЕКОТОРЫЕ ВОПРОСЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ЭНЕРГОЕМКОСТИ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД**

На протяжении десятилетий предпринимались и продолжают предприниматься попытки создания аналитических способов расчета процессов и средств разрушения горных пород на основе применения методов механики сплошной среды (теории упругости) и классических теорий прочности (механических). В большинстве расчетных формул, получаемых таким путем, прочность горных пород оценивается величиной их временного сопротивления растяжению  $\sigma_p$ . Способ экспериментального определения данного показателя при этом не указывается. Очевидно подразумевается использование обычного метода механических испытаний – так называемого прямого растяжения образцов, применяемого при испытаниях конструкционных материалов, например металлов.

Задача нахождения полезной работы, затрачиваемой на разрушение горной породы, сводится к определению минимальной энергоемкости процесса разрушения породы отрывом. Так как энергоемкость можно определить как усилие, отнесенное к вновь образуемой поверхности, то логично предположить, что минимальной энергоемкостью при отрыве  $E_{min}$  является предел прочности  $\sigma_p$  породы на растяжение.

$$E_{min} = \sigma_p,$$

Казалось бы, что показатели  $\sigma_p$  давно уже должны были найти широкое применение в расчетах как процессов разрушения, так и новых технических средств для осуществления соответствующих технологий. Однако этого не произошло. Попытки применить для горных пород обычный способ прямого растяжения образцов привели к выводу, что он является одним из наименее достоверных способов определения их прочности. На результатах определения показателей прочности при разрыве сказываются малейшие перекосы приложения нагрузки, неправильная установка образцов и т.д.

За последнее время был разработан ряд косвенных способов определения временного сопротивления растяжению. Характерной их особенностью является то, что испытания образцов проводятся в различных по характеру напряженного состояния условиях, отличающихся от условий разрушения при простом растяжении. Обычно рассчитывается, какой должна была бы быть величина  $\sigma_p$ , чтобы произошло разрушение образца при данной схеме нагружения. При этом формулы расчета при одной и той же схеме испытания оказываются различными.

Анализ существующих методов определения прочностных характеристик горных пород показывает, что определение свойств горных пород отрывом практически не применяется.

По нашему мнению это связано в первую очередь с отсутствием достоверной методики проведения экспериментальных исследований процесса разрушения отрывом. Известно, что физической основой сопротивляемости твердых тел разрушению (отрыву) являются межатомные связи. Большинство существующих методик предполагают одновременный разрыв всех межатомных связей на поверхности разрыва. Однако эксперимен-