



Обоснование параметров технологических схем строительства шахтных стволов механизированными проходческими комплексами

А.С. Исаев

Национальный исследовательский технологический университет МИСиС

Аннотация: На протяжении последних тридцати пяти лет стволы большой протяженности в России и странах СНГ сооружались буровзрывным способом. Большим недостатком этой технологии является отсутствие возможности совмещения наиболее трудоемких проходческих процессов в забое ствола: буровзрывных работ и уборки породы. Из-за этого средние темпы сооружения стволов не превышали 30 - 50 м/мес., что в 2-3 раза ниже, чем при проходке горизонтальных и наклонных выработок. Перспективным направлением решения этой проблемы является широкое внедрение при проходке глубоких стволов механизированных комплексов нового поколения отечественного (СПКВ, АСП) и зарубежного (Herrenknecht AG и др.) производства. Однако их более широкое внедрение сдерживается рядом неразработанных вопросов, связанных с обоснованием рациональной области применения и параметров эффективной технологии проходки стволов механизированными комплексами. В статье рассмотрена концепция механизированной технологии проходки шахтных стволов с вариативными, технико-экономически обоснованными скоростями, реализуемая в рамках поточной организации строительства комплекса стволов. Рассмотрены основные стадии проектирования поточного метода и представлен алгоритм определения оптимальной скорости механизированной проходки ствола в различных горнотехнических условиях.

Ключевые слова: рудник, ствол, строительство, скорость, поточный метод, производительность, технологическая схема, область применения.

На протяжении последних тридцати пяти лет стволы большой протяженности в России и странах СНГ сооружались буровзрывным способом. Большим недостатком этой технологии является отсутствие возможности совмещения наиболее трудоемких проходческих процессов в забое ствола: буровзрывных работ и уборки породы. Из-за этого средние темпы сооружения стволов не превышали 30 - 50 м/мес., что в 2-3 раза ниже, чем при проходке горизонтальных и наклонных выработок. Перспективным направлением решения этой проблемы является широкое внедрение при проходке глубоких стволов механизированных комплексов нового поколения отечественного (СПКВ, АСП) и зарубежного (Herrenknecht AG и др.) производства. Однако их более широкое внедрение сдерживается рядом неразработанных вопросов, связанных с обоснованием рациональной области

применения и параметров эффективной технологии проходки стволов механизированными комплексами [1-2].

С учетом сказанного, в качестве основной методологической предпосылки настоящего исследования предлагается переход на механизированную технологию проходки шахтных стволов с вариативными, технико-экономически обоснованными скоростями, которая реализуется в рамках поточной организации строительства всего комплекса шахтных стволов.

Концепция поточного строительства комплекса шахтных стволов заключается в последовательном, непрерывном и ритмичном выполнении отдельных производственных этапов с максимально эффективным использованием материальных и трудовых ресурсов. Каждый производственный этап включает в себя набор повторяемых строительных процессов, расчленяемых на отдельные составные части и операции. Их выполнение обеспечивается отдельными специализированными проходческими звеньями. Звенья равномерно перемещаются по строительной площадке, по протяженности ствола, между стволами (при необходимости) и во времени, последовательно выполняя горнопроходческие операции в строгом соответствии с графиком работ [3-4].

К основным стадиям проектирования поточного метода сооружения комплекса стволов относятся:

Стадия 1. Анализ горно-геологических данных и проектно-сметной документации по строящемуся объекту и объектам-аналогам.

Стадия 2. Обоснование способа строительства и технологии работ. Выбор проходческого комплекса, схемы оснащения ствола к проходке.

Стадия 3. Определение объемов работ, потребности строительства в материалах, ресурсах, машинах и механизмах, а также трудовых ресурсов.

Стадия 4. Выбор оптимального по критерию времени варианта очередности выполнения производственных этапов на объектах капитального строительства.

Стадия 5. Расчет вариантов поточной организации строительства ствола, базирующихся на принятых технологических схемах оснащения, проходки устья и технологического отхода, протяженной части ствола, расчески приствольных выработок, армирования и переоснащения ствола.

Стадия 6. Расчет детерминированной продолжительности строительства, установление технико-экономически обоснованных скоростей горнопроходческих работ. Построение графиков строительства, движения рабочих, машин и механизмов [5-7].

В соответствии с современными подходами [8], определение параметров поточной организации работ осуществляется аналитическим способом в матричной форме. Исходные данные представляют собой комплекс производственных этапов, выполняемых последовательно или параллельно по объектам капитального строительства.

После формирования матрицы (табл. 1) могут рассчитываться несколько способов производства работ:

1. Метод с непрерывным использованием ресурсов – предусматривает отсутствие простоев всех ресурсов и обеспечивает нулевое растяжение ресурсных связей при максимальном растяжении фронтальных связей между работами.

2. Метод с непрерывным освоением частных фронтов – предусматривает непрерывность строительных работ на каждом объекте и обеспечивает нулевое растяжение фронтальных связей при максимальном растяжении ресурсных связей между работами.

Таблица 1 – Пример матрицы организации поточного производства комплекса вертикальных стволов горного предприятия

Объект	Производственные этапы				
	1. Подготовительный период	2. Проходка протяженной части ствола	3. Рассечка приствольных выработок	4. Армирование	5. Переоснащение ствола
1. Главный ствол	t_{11}	...			
2. Вспомогательный ствол			
3. Вентиляционный ствол					t_{35}

3. Метод с критическими работами – предусматривает на основе анализа ресурсных и фронтальных связей выявление критических работ, не имеющих временного резерва. Обеспечивает непрерывное выполнение критических работ, что гарантирует минимальную общую продолжительность работ по сравнению с другими методами.

С позиций достижения максимальных технико-экономических показателей сооружения шахтных стволов большой протяженности наиболее эффективным является метод с критическими работами, обеспечивающий минимальную продолжительность строительства за счет использования современных механизированных проходческих комплексов [9,10].

По этому методу расчет потока направлен на определение ранних и поздних сроков выполнения горнопроходческих работ. Это позволяет выявить критические работы без резервов времени.

Раннее начало горнопроходческих работ T_{ij}^{PH} первого производственного этапа принимается равным нулю. В остальных случаях оно принимается равным максимальному сроку окончания предшествующих горнопроходческих работ, определенных на основе учета прямых конечно-начальных ресурсных и фронтальных связей. Ранние сроки окончания работ T_{ij}^{PO} получают путем суммирования T_{ij}^{PH} и продолжительности горнопроходческой работы t_{ij} :

$$T_{ij}^{PH} = \max \text{ из } T_{i(j-1)}^{PO}; T_{(i-1)j}^{PO}; \quad (1)$$

$$T_{ij}^{PO} = T_{ij}^{PH} + t_{ij}. \quad (2)$$

Аналогичным образом находятся поздние сроки окончания горнопроходческих работ T_{ij}^{PO} . Далее определяется поздний срок ее начала T_{ij}^{PH} путем вычитания из позднего срока окончания продолжительности работы t_{ij} . Поздний срок окончания крайней горнопроходческой работы последнего производственного этапа t_{mn} равен раннему сроку ее окончания, так как она всегда критическая:

$$T_{ij}^{PO} = \min \text{ из } T_{i(j+1)}^{PH}; T_{i(j+1)}^{PH}; T_{ij}^{PH} = T_{ij}^{PO} - t_{ij}; T_{mn}^{PO} = T_{mn}^{PH}; \quad (3)$$

Критические работы определяются как работы, у которых ранние и поздние сроки выполнения совпадают.

При строительстве шахты или рудника со вскрытием полезного ископаемого комплексом глубоких вертикальных стволов критическим этапом является проходка вспомогательного ствола. Его реализация позволяет незамедлительно перейти ко второму основному периоду строительства горного предприятия при параллельной допроходке остальных стволов.

При проходке ствола механизированным комплексом основной критической работой является разработка забоя ствола. Техно-экономические показатели проходки могут быть определены по следующему алгоритму.

1. Определяется фактическая производительность проходческого комплекса на характерном участке ствола. При применении стволопроходческой машины с исполнительным органом избирательного действия разработка сечения забоя производится барабанной фрезой, которая

заглубляется в породу на глубину до 200 мм. Разработка породы производится вращательными движениями от центра забоя ствола к контуру сечения. В этом случае теоретическая производительность машины может быть определена по формуле:

$$Q_i = 3600n \cdot S_k \cdot \omega \cdot R, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (4)$$

где n – количество коронок в работе, шт.;

S_k – площадь контакта коронки с породным массивом, м^2 ;

ω – угловая скорость перемещения барабанной фрезы относительно центральной оси ствола, рад/с.

R – расстояние от центральной вертикальной оси ствола до геометрического центра пятна контакта барабанной фрезы и породного массива, м;

2. Определяется техническая скорость проходки ствола на участке:

$$V_{Ti} = \frac{24Q(k_k + k_T)}{S_{вч}}, \text{ м/сут} \quad (5)$$

где $S_{вч}$ – площадь поперечного сечения ствола вчерне, м^2 ;

k_k – коэффициент конструктивной эффективности стволового проходческого комплекса:

$$k_k = \frac{T_{р.з}}{(T_{р.з} + T_{пер} + T_p)}, \quad (6)$$

здесь $T_{р.з}$ – чистое время на разработку забоя с заданной технической производительностью в общей продолжительности проходческого цикла, ч;

$T_{пер}$ – несовмещенное с временем $T_{р.з}$ время на перемещение стволового комплекса на новую заходку, ч;

T_p – несовмещенное время на выполнение плановых и непредвиденных ремонтных работ, приведенное к одному проходческому циклу, ч;

k_T – коэффициент эффективности технологической схемы проходки ствола:

$$k_T = \frac{T_{p.з}}{(T_{p.з} + T_{п} + T_{кр} + T_{всп})}, \quad (7)$$

здесь $T_{кр}$ – несовмещенное время на уборку и подъем породы на поверхность, ч;

$T_{кр}$ – несовмещенное время на возведение постоянной крепи, ч;

$T_{всп}$ – несовмещенное время на выполнение вспомогательных процессов, ч.

3. Производится сравнительный анализ эффективности механизированной технологии проходки по протяженности ствола. В конкретных горно-геологических условиях техническая скорость проходки ствола принятым механизированным комплексом будет зависеть от коэффициента k_T . При сравнении нескольких технологических схем целесообразно построение графиков изменения скоростей проходки на участках ствола в различных породах. Примеры графиков для ствола диаметром вчерне 8,0 м представлены на рисунке 1.

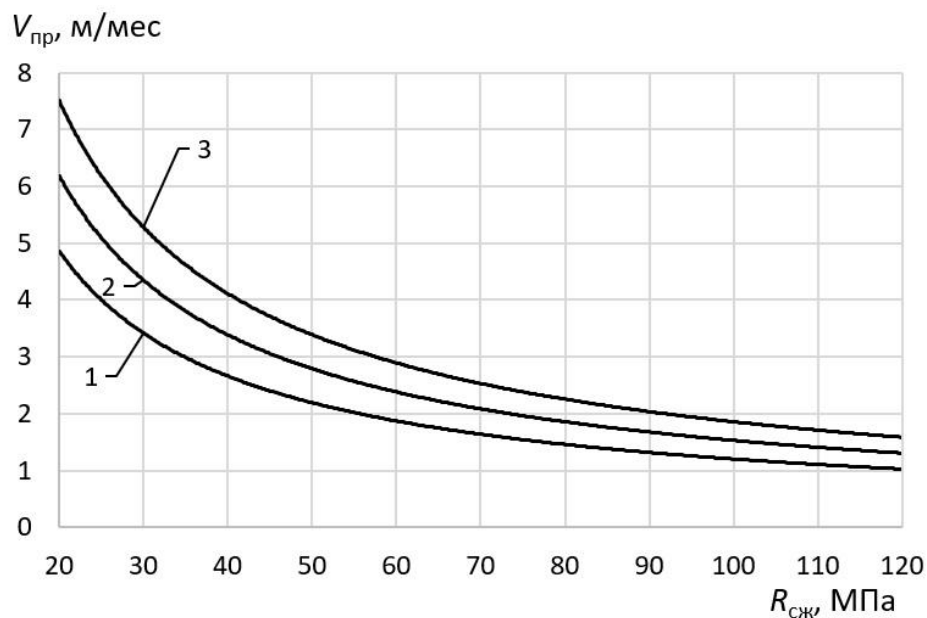


Рисунок 1 – Технические скорости проходки ствола в породах различной прочности при значениях коэффициента k_T :

1 – 0,8; 2 – 0,5; 3 – 0,2

4. Определяется продолжительность проходки ствола, как суммарное время проходки отдельных участков ствола в различных горно-геологических условиях с установленными техническими скоростями:

$$t_{\text{пр}} = \sum_{i=1}^n \frac{h_i}{V_{Ti}}, \quad (5)$$

где h_i – протяженность участка в конкретных горно-геологических условиях, м, при проходке которого обеспечивается техническая скорость V_{Ti} , м/мес.

В качестве критериев эффективности механизированной технологии проходки могут рассматриваться условия:

$$t_{\text{пр}} \leq t_D ; V_{Ti} \geq V_N, \quad (6)$$

где t_D – директивная продолжительность проходки ствола;

V_N – нормативная техническая скорость проходки ствола по СП 69.13330.2016. Составляет 55 м/мес., при этой проходке стволов в породах прочностью свыше 10 МПа допускается ее уменьшение до 25%.

Сравнительные расчеты для шахтных стволов диаметром в свету 6 - 8 м, закрепленных монолитной бетонной крепью, по приведенным строительно-эксплуатационным расходам показывают, что в случае соблюдения условий (2.11) механизированная технология будет эффективней, чем буровзрывная в диапазоне глубин стволов свыше 500 м.

При невыполнении условия $V_{Ti} \geq V_N$ на отдельных участках ствола, целесообразно проведение дополнительного технико-экономического сравнения механизированной и буровзрывной технологий. Ориентировочная область эффективного применения механизированной технологии в зависимости от глубины ствола и процентной доли протяженности участков ΔV по отношению к общей протяженности ствола, где $V_{Ti} < V_N$, показана на рис. 2.

5. Разрабатывается окончательный график строительства вертикального ствола. При его построении целесообразно заложить оптимизационный запас времени на проходку ствола:

$$t_{\text{рез}} = t_D - t_{\text{min}}, \quad (7)$$

t_{min} – минимально возможная при принятых проектных решениях продолжительность проходки ствола;

t_D – директивная продолжительность проходки ствола.

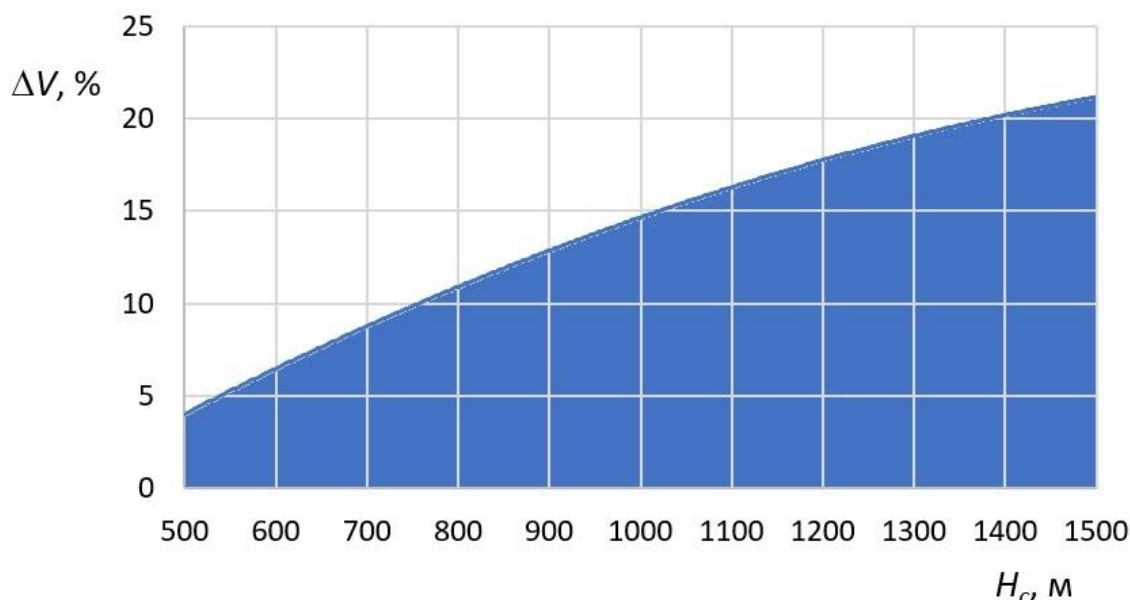


Рисунок 2. – Область эффективного применения механизированной технологии при несоблюдении условия $V_{Ti} \geq V_N$ на отдельных участках ствола

Выводы

Основные результаты представленного исследования:

1. Предложена концепция механизированной технологии проходки шахтных стволов с вариативными, технико-экономически обоснованными скоростями, реализуемая в рамках поточной организации строительства

комплекса стволов. Рассмотрены основные стадии проектирования поточного метода.

2. Разработан алгоритм определения оптимальной скорости механизированной проходки ствола в различных горнотехнических условиях, учитывающий параметры эффективности технологической схемы проходки и механизированного комплекса.

3. Сформулированы критерии эффективности механизированной технологии с учетом директивных и нормативных технических скоростей проходки ствола и определена рациональная область применения механизированной технологии проходки в стволах глубиной 500 – 1500 м и более.

Литература

1. Страданченко С.Г., Плешко М.С., Армейсков В.Н. О необходимости проведения комплексного мониторинга подземных объектов на различных стадиях жизненного цикла // Инженерный вестник Дона. 2013. № 4. URL: ivdon.ru/ru/magazine/archive/n4y2013/1994.

2. Shuxue D., Hongwen J., Kunfu C., Guo'an X, Bo M. Stress evolution and support mechanism of a bolt anchored in a rock mass with a weak interlayer. International Journal of Mining Science and Technology. 2017. № 27. Pp. 573-580.

3. Плешко М.С., Насонов А.А., Гармонин Р.Э., Сироткин А.Ю. Элементы геотехнического мониторинга подземных сооружений, закрепленных железобетонными анкерами // Инженерный вестник Дона. 2015. №3. URL: ivdon.ru/ru/magazine/archive/n3y2015/3196.

4. Walton, G., Kim, E., Sinha, S., Sturgis, G., Berberick, D. Rock mechanics challenges for the excavation of a deep shaft in anisotropic ground. 2018. 52nd U.S. Rock Mechanics/Geomechanics Symposium, 2-s2.0-85053456394.

5. Wichur, A., Frydrych, K., Kamiński, P. Static calculations of mine shaft linings in Poland (Selected problems). 2015. Vertical and Decline Shaft Sinking - Proceedings of the International Mining Forum 2015, pp. 105-114.

6. Wowra, D., Sanocki, T., Wojtaczka, M. Sinking of 1 bzie shaft in difficult hydrogeological conditions with the application of combined lining and high-performance concretes. 2015. Vertical and Decline Shaft Sinking - Proceedings of the International Mining Forum 2015, pp. 167-176.

7. Yu, Q., Yin, K., Ma, J., Shimada, H. Vertical Shaft Support Improvement Studies by Strata Grouting at Aquifer Zone. 2018. Advances in Civil Engineering, 2018, № 5365987.

8. Pankratenko, A., Isaev, A. The Analysis of the Stress-Strain State of the System equipment Complex - Support - Rock Mass in the Bottomhole Area of the Shaft. E3S Web of Conferences. This link is disabled, 2018, 41, 01038.

9. Jiang, H. Introduction of vertical mine shaft sinking by full section boring method in China. 2012. Advanced Materials Research, 446-449, pp. 3706-3709.

10. Judeel, Du, Keyter, G.T., Harte, G.J. Shaft sinking and lining design for a deep potash shaft in squeezing ground. 2012. Harmonising Rock Engineering and the Environment - Proceedings of the 12th ISRM International Congress on Rock Mechanics, pp. 1697-1704.

References

1. Stradanchenko S.G., Pleshko M.S., Armejskov V.N. Inzhenernyj vestnik Dona 2013. № 4. URL: ivdon.ru/ru/magazine/archive/n4y2013/1994.

2. Shuxue D., Hongwen J., Kunfu C., Guo'an X, Bo M. International Journal of Mining Science and Technology. 2017. № 27. Pp. 573-580.

3. Pleshko M.S., Nasonov A.A., Garmonin R.Je., Sirotkin A.Ju. Inzhenernyj vestnik Dona. 2015. №3. URL: ivdon.ru/ru/magazine/archive/n3y2015/3196.
4. Walton, G., Kim, E., Sinha, S., Sturgis, G., Berberick, D. 2018. 52nd U.S. Rock Mechanics/Geomechanics Symposium, 2-s2.0-85053456394.
5. Wichur, A., Frydrych, K., Kamiński, P. Proceedings of the International Mining Forum 2015, pp. 105-114.
6. Wowra, D., Sanocki, T., Wojtaczka, M. Vertical and Decline Shaft Sinking Proceedings of the International Mining Forum, 2015, pp. 167-176.
7. Yu, Q., Yin, K., Ma, J., Shimada, H. Advances in Civil Engineering, 2018, № 5365987.
8. Pankratenko, A., Isaev, A. The Analysis of the Stress-Strain State of the System equipment Complex - Support - Rock Mass in the Bottomhole Area of the Shaft. E3S Web of Conferences. This link is disabled, 2018, 41, 01038.
9. Jiang, H. Introduction of vertical mine shaft sinking by full section boring method in China. 2012. Advanced Materials Research, 446-449, pp. 3706-3709.
10. Judeel, Du, Keyter, G.T., Harte, G.J. 2012. Harmonising Rock Engineering and the Environment - Proceedings of the 12th ISRM International Congress on Rock Mechanics, pp. 1697-1704.