

снижается и при $t > 7$ стабилизируется со значениями $\mu_3 = 0,14...0,24$. На наш взгляд, этот факт объясняется набором прочности и жесткости скелетных связей песчано-цементного камня и снижением его пластических свойств. Влияние содержания РПЦ в составе вяжущего относительно невелико и составляет 7,5...29,4% с общей тенденцией снижения μ_3 при увеличении РПЦ, что предопределяется повышением жесткости скелетных связей песчано-цементного камня.

Повышение песчано-цементного отношения сухой смеси снижает количество структурных связей в единице объема образца и повышает его пластические свойства, что отражается на увеличении μ_3 в интервале 5,3...51,7% при росте отношения P/C от 1 до 5.

В целом, выявленные закономерности связи параметров K_3 , $\sigma_3^{сж}$, E_3 и μ_3 с параметрами P/C , РПЦ и t являются основой для выбора рационального состава песчано-цементного раствора заполнителя трубной заготовки анкера ТА2.

Список литературы

1. Кузнецова Т.В. Алюминатные и сульфоалюминатные цементы. – М.: Стройиздат, 1986. – 208 с.
2. Михайлов В.В., Рубецкая Т.В., Титова Л.А. К вопросу о сульфатостойкости бетона на напрягающем цементе //Бетон и железобетон. – 1974. – №3. – С. 11-13.
3. Заслов В.Я. Механизация крепления горных выработок. – М.: Недра, 1980. – 223 с.
4. Поротников В.В. Обоснование параметров упрочнения трубчатыми анкерами слабых приконтурных пород подземных выработок. Автореферат дис.... канд. техн. наук. – Днепропетровск, 2006. – 19 с.
5. Пиньковский Г.С. Резервы повышения эффективности шахтного строительства. – М.: Недра, 1979. – 304 с.
6. Свойства горных пород и методы их определения / Е.И. Ильницкая, Р.И. Тедер, Е.С. Ватагин, Ф.М. Кунтыш. – М.: Недра, 1969. – 392 с.
7. Скобозцов В.С., Афанасьев Ю.С. Исследование напряжений в железобетонных анкерах //ФТПРПИ. – 1973. – №3. – С. 29-34.

УДК 622.272

© Ю.П. Капленко,
Е.И. Логачев,
Н.И. Ступник

ПРИМЕНЕНИЕ САМОХОДНОГО ПОГРУЗОЧНО-ДОСТАВОЧНОГО ОБОРУДОВАНИЯ ПРИ ОТРАБОТКЕ ЗАЛЕЖЕЙ БОГАТЫХ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД

Наведено результати прогнозування можливості застосування на очисних роботах самохідного навантажувально-доставочного обладнання.

Представлены результаты прогнозирования возможности применения на очистных работах самоходного погрузочно-доставочного оборудования.

Forecast results of possibility of using self-propelled loader-delivery equipment for stope work are presented in the article.

В настоящее время для условий ряда шахт Криворожского бассейна выполняются проектные работы с использованием на выпуске и доставке руды самоходного погрузочно-доставочного оборудования. В бассейне имеется опыт отработки залежей магнетитовых квар-

цитов с применением погрузочно-доставочного оборудования на шахте «Саксагань» рудоуправления им. Дзержинского в 80-х гг. XX в. [1]. Участок залежи длиной по простиранию 200-250 м отрабатывался этажно-камерными системами в условиях отсутствия электровозной откатки. Крепость и устойчивость рудного массива позволяли проходить и эксплуатировать доставочные выработки сечением 10...12 м² практически без крепления. Выпускаемая руда самоходным оборудованием доставлялась к рудоспускам и перепускалась на нижележащий откаточный горизонт. Однако возможность эффективного применения самоходного оборудования для добычи богатых железных руд при подэтажных системах разработки с массовым обрушением и последующей электровозной откаткой требует предварительной оценки.

Задача исследований состояла в установлении закономерностей изменения стоимостных параметров от основных влияющих факторов при традиционной технологии и при применении на выпуске и доставке самоходного оборудования. Путем сопоставления полученных результатов определяли целесообразность использования рассматриваемых технологий в конкретных горно-геологических и горнотехнических условиях.

Сущность традиционной технологической схемы добычи руды, представленной на рис. 1, сводится к следующему. На подэтаже в пределах ширины блока по простиранию B формируют горизонт скреперования с высотой днища h_{δ} . Мощность залежи M обычно обеспечивает возможность выпуска руды на один-два штрека скреперования. Выше горизонта скреперования в лежачем боку проходит подсеочной буровой штрек 5, из которого обрушают слой руды высотой $h_2 - h_{\delta}$, где h_2 – удаление вышележащего бурового горизонта относительно горизонта скреперования. Руда в пределах слоя руды отбивается верно расположенными глубокими скважинами. Выпуск и доставка руды осуществляется, как правило, скреперными лебедками типа 30ЛС-2С.

Себестоимость добычи базовой технологией $C_{баз}$ будет определяться, прежде всего, затратами на проходку выработок C_n , разбуривание массива C_{δ} , выпуск и доставку руды $C_{вып}$:

$$C_{баз} = C_n + C_{\delta} + C_{вып}, \text{ грн/т.} \quad (1)$$

В общем случае затраты, связанные с проходкой нарезных выработок, определяются из выражения:

$$C_n = 2 \frac{B}{l_{\delta}} l_{ниш} S_{ниш} C_{ниш} + 2 \frac{B}{l_{\delta}} h_{\delta} S_{\delta} C_{\delta} + \frac{B}{l_{скр}} h_{\frac{n}{эт}} S_{руд} C_{руд} +$$

$$+ 2BS_{бур} C_{бур} + BS_{скр} C_{скр} + 2h_{\frac{n}{эт}} S_{хоз} C_{хоз}, \text{ грн,}$$

где $S_{ниш}, S_{\delta}, S_{руд}, S_{бур}, S_{скр}, S_{хоз}$ – сечения соответственно ниш, дучек, рудоспусков, буровых штреков, штреков скреперования, хозяйственных восстающих, м²;

$C_{ниш}, C_{\delta}, C_{руд}, C_{бур}, C_{скр}, C_{хоз}$ – стоимость проходки соответственно ниш, дучек, рудоспусков, буровых штреков, штреков скреперования, хозяйственных восстающих, грн/м³;

$l_{ниш}, l_{\delta}, h_{\frac{n}{эт}}, h_{\frac{n}{эт}}$ – соответственно длина ниш, расстояние между выпускными отвер-

стиями, высота нижнего и верхнего подэтажа, м.

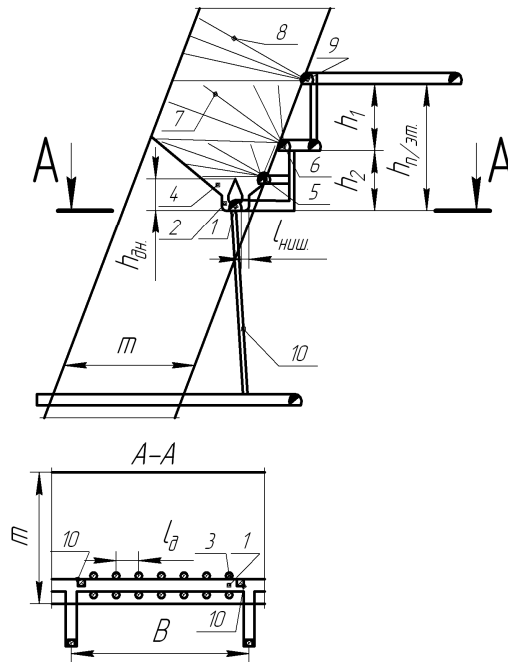


Рис. 1. Принципіальна схема отработки участков залежей средней мощности с применением скреперной доставки: 1 – штрек скреперования, 2 – ниша, 3 – дучка, 4 – воронка выпуска, 5 – буровой штрек для подсечки, 6 – буровой штрек для обрушения руды, 7 – веера глубоких скважин, 9 – буровой штрек для обрушения потолочины, 10 – рудоспуск

В первом приближении затраты, связанные с бурением скважин, определяются из выражения:

$$C_{\delta} = \frac{1}{2} \lambda_{\delta} (h_2 - h_{\delta}) M B C_{\text{бур}} \gamma_p + \lambda_{\delta} h_1 M B C_{\text{бур}} \gamma_p + 2 \frac{B}{l_{\delta}} \lambda_{\text{вор}} V_{\text{вор}} \gamma_p C_{\text{бур.шт}}, \text{ грн},$$

где λ_{δ} , $\lambda_{\text{вор}}$ – расход, соответственно, глубоких скважин и штанговых шпуров при разбурировании массива и формировании воронок выпуска, м/г;

$C_{\text{бур}}$, $C_{\text{бур.шт}}$ – стоимость бурения соответственно одного метра скважины и штангового шпура, грн/м;

$V_{\text{вор}}$ – объем воронки выпуска, м³.

Выражение для определения затрат, связанных с выпуском и скреперной доставкой руды, будет иметь вид:

$$C_{\text{вып}} = n(C_{\text{мон}} + C_{\text{дем}}) + \frac{\kappa n_{\text{ам}} \Pi_{\text{скр}}}{N_{\text{раб}} N_{\text{см}} Q_{\text{скр}}} M h_{\text{н/эт}} B \gamma_p + \frac{C_{\text{эл}} (\kappa_{\text{дв}} N_{\text{скр}} T_{\text{числ}}) \kappa_c}{Q_{\text{скр}}} M h_{\text{н/эт}} B \gamma_p + \frac{C_{\text{зар}}}{Q_{\text{скр}}} M h_{\text{н/эт}} B \gamma_p, \text{ грн},$$

где $C_{\text{мон}}$, $C_{\text{дем}}$ – стоимость, соответственно, монтажа и демонтажа скреперной лебедки, грн;

n , $n_{\text{ам}}$ – соответственно количество скреперных лебедок, работающих в штреке скреперования (штук), и норма их амортизации (доли ед.);

κ – коэффициент обслуживания,

$\Pi_{\text{скр}}$, $Q_{\text{скр}}$ – соответственно стоимость скреперной лебедки (грн) и ее производительность (т/см);

$N_{\text{раб}}$, $N_{\text{см}}$ – соответственно количество рабочих дней в году и количество смен работы

скреперных лебедок в сутки;

$C_{эл}$ – стоимость электроэнергии, грн/кВт-час;

$\kappa_{об}, \kappa_c$ – коэффициент загрузки двигателя и коэффициент, учитывающий затраты на прокладку сетей;

$N_{скр}$ – мощность скреперной лебедки, кВт;

$T_{чист}$ – чистое время работы лебедки в течение смены, час;

$C_{зар}$ – заработная плата скрепериста, грн/чел-см.

Переходя к удельному исчислению затрат и фиксируя величину запасов руды в пределах подэтажа (для типовых горно-геологических условий, приведенных на рис. 1 – около 170 тыс.т), определяем:

$$C_n = 0,002 V_n, \text{ грн/т,} \quad (2)$$

где V_n – объем нарезных выработок, м³.

Оценочные условные затраты на буровые работы, исходя из стоимости бурения скважин 50 грн/м и штанговых шпуров 30 грн/м, для условий, иллюстрируемых рис. 1, составят $C_{б} \approx 1,5$ грн/т.

Величина условных затрат, связанных с выпуском и доставкой руды (приняв для определенности стоимость скреперной лебедки 50000 грн и ее производительность 180 т/см), составит:

$$C_{вып} \approx 0,03 + \frac{146}{Q_{скр}}, \text{ грн/т.} \quad (3)$$

Тогда условная себестоимость добычи руды базовой технологией составит

$$C_{баз} \approx 2,23 + 0,002 V_n + \frac{146}{Q_{скр}}, \text{ грн/т.} \quad (4)$$

Из полученных зависимостей следует, что при росте производительности скреперной лебедки с 180 до 220 т/смену себестоимость $C_{баз}$ снижается в 1,04 раза. В тоже время увеличение объема нарезных работ в 2 раза (с 1000 до 2000 м³) увеличивает $C_{баз}$ в 1,45 раза. При том, что затраты на бурение являются условно постоянными, это свидетельствует о том, что затраты на проведение и поддержание выработок наиболее существенно влияют на $C_{баз}$. Поскольку их удельный вес в условной себестоимости составляет около 30%, существенно снизить затраты за счет повышения производительности скреперной доставки весьма проблематично. Кроме того, увеличение стоимости скреперной лебедки с 40000 до 60000 грн увеличивает величину $C_{баз}$ в 1,02 раза, т.е. стоимость отечественного оборудования существенного влияния на общие затраты не оказывает.

Отличительные особенности принципиальной схемы отработки блока с применением самоходного погрузочно-доставочного оборудования, представленной на рис. 2, заключаются в следующем. Траншейная подсечка 1 в основании подэтажа формируется путем разбуривания и взрывания вееров скважин из траншейного штрека 3. Затем отбивается верхний слой руды 4. Отбитую руду выпускают и транспортируют погрузочно-доставочной машиной, которая движется по транспортному штреку 5 и погрузочному заезду 6.

Условная себестоимость очистной выемки при данной технологии $C_{нов}$ составляет:

$$C_{нов} = C_n + C_{б} + C_{вып}, \text{ грн/т.}$$

В этом случае затраты, связанные с проходкой нарезных выработок, определяются как:

$$C_n = S_m C_m B + S_{mp} C_{mp} B + \frac{B}{l_3} l_{маш} S_3 C_3 + 2(h_2 + h_1) S_{хоз} C_{хоз} + B S_{бур} C_{бур} + \frac{h_n / \text{эм} S_{руд} C_{руд}}{L_0 / B}, \text{ грн,}$$

где $S_m, S_{тр}, S_3, S_{хоз}$ – соответственно сечения транспортного штрека, траншейного штрека, погрузочного заезда, хозяйственных восстающих, м²;

$C_m, C_{тр}, C_3$ – соответственно стоимость м³ транспортного штрека, траншейного штрека, погрузочного заезда, грн;

$l_{маш}$ – длина погрузочного заезда, м;

L_0 – длина доставки руды погрузочно-доставочной машиной, м.

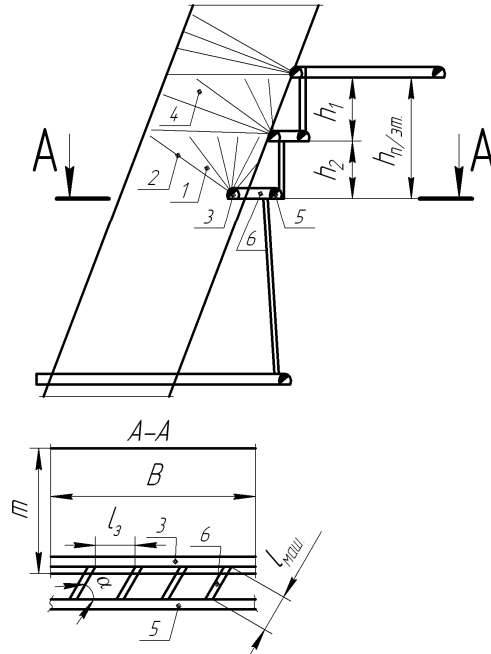


Рис. 2. Принципиальная схема отработки участков залежи средней мощности с применением погрузочно-доставочного оборудования: 1 – траншейная подсека, 2 – скважины подсеки, 3 – траншейный штрек, 4 – скважины отбойки массива, 5 – транспортный штрек, 6 – погрузочный заезд

Условные затраты, связанные с бурением:

$$C_6 = \lambda_6 h_2 M B C_{бур} \gamma_p + \lambda_6 h_1 M B C_{бур} \gamma_p, \text{ грн}$$

Наибольший удельный вес будут иметь условные затраты, связанные с выпуском и доставкой руды самоходным оборудованием:

$$C_{вып} = \frac{n_{ам} C_{маш}}{N_{раб} N_{см} Q_{маш}} M h_{н/эт} B \gamma_p + \frac{C_{эл} (\kappa_{дв} P_{дв} T_{чист}) \kappa_c}{Q_{маш}} M h_{н/эт} B \gamma_p + \frac{10^{-4} C_{маш}}{Q_{маш}} M h_{н/эт} B \gamma_p + \frac{C_{зар}}{Q_{маш}} M h_{н/эт} B \gamma_p, \text{ грн},$$

где $C_{маш}$ – стоимость машины (в среднем $C_{маш} \approx 5000000$ грн);

$P_{дв}$ – мощность двигателей, кВт.

Произведя аналогичные предыдущему технологическому варианту расчеты, получаем:

$$C_n = 0,002 V_n, \text{ грн/т.}$$

При этом $V_n \approx 150 S_m + 283, \text{ м}^3$, тогда $C_n = 0,3 S_m + 0,6, \text{ грн/т.}$ Условные затраты, связанные с буровыми работами, составят 1,62 грн/т.

Величина удельных затрат, связанных с выпуском и доставкой, составляет:

$$C_{\text{вып}} = 67,5 \frac{C_{\text{маш}}}{Q_{\text{маш}}} + \frac{20,25 \cdot 10^6}{Q_{\text{маш}}} + \frac{P_{\text{де}} 0,13 \cdot 10^6}{Q_{\text{маш}}}, \text{ грн.} \quad (5)$$

Из полученных данных следует, что при стоимости ПДМ около 5 млн. грн (1 млн.долл.) и ее производительности около 1000 т/смену, себестоимость добычи при новой технологии в 1,15...1,2 раза выше по сравнению со скреперной доставкой (рис. 3). При этом работы по проходке наклонных съездов с этажа на подэтаж не учитывали. Следует отметить, что затраты на буровые работы при траншейной подсечке и в вороонкообразном днище практически одинаковы. Изменение конструкции днища не влечет за собой и существенного снижения расхода нарезных выработок, который составляет 9,5 м³/тыс.т при самоходной доставке и 9,6 м³/тыс.т при базовой технологии.

При производительности машины 1000 т/смену доля амортизационных отчислений в общей себестоимости при новой технологии составляет 22%, при 600 т/смену – 31%, при 400 т/смену – 40%.

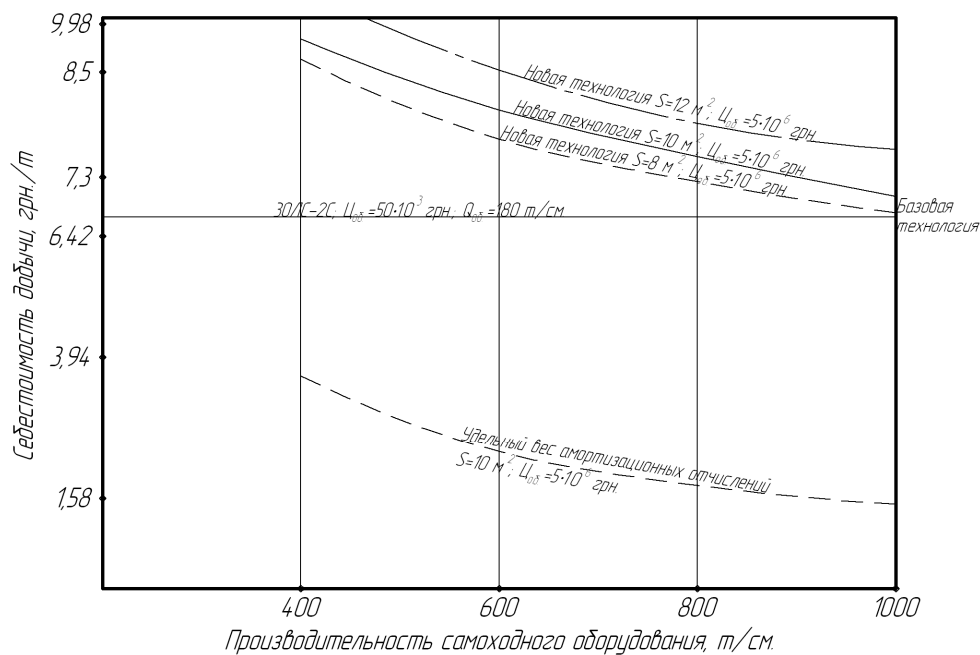


Рис. 3. Зависимость условной себестоимости добычи руды при новой и базовой технологиях

Полученные зависимости позволили определить параметры, при которых достигается равенство условной себестоимости добычи при указанных вариантах технологии очистной выемки: $C_{\text{нов}} \approx C_{\text{баз}}$. Установлено, что это условие выполняется, в случае если самоходное оборудование:

- эксплуатируется в выработках, сечение которых не превышает $S_m \approx 10 \text{ м}^2$;
- имеет единичную стоимость, не превышающую 300...400 тыс. долл.;
- обеспечивает сменную производительность около 1000 т.

Представляется, что обеспечить в современных технико-экономических условиях отработки большинства залежей окисленных богатых железных руд в Криворожском бассейне выполнение перечисленных требований не представляется возможным.

Список литературы

1. Г.М. Малахов, И.Н. Малахов, Л.И. Сиволобов. Циклично-поточная технология подземной разработки магнетитовых кварцитов / Киев: Наукова думка, 1986. – 128 с.