



УДК 622.271.322.23

БЕСТРАНСПОРТНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ РАЗРАБОТКИ ЗАКОНСЕРВИРОВАННЫХ ЗАПАСОВ УГЛЯ ПО ПЛАСТУ VI НА РАЗРЕЗЕ «ТОМУСИНСКИЙ»

Тюленев М.А.¹, Марков С.О.¹, Паламарчук А.Б.², Гвоздкова Т.Н.³

¹ Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева

² Филиал ПАО «Южный Кузбасс» – управление по открытой добыче угля (разрез «Ольжерасский»)

³ Междуреченский филиал Кузбасского государственного технического университета им. Т.Ф. Горбачева

Аннотация.

На разрезе «Томусинский» исторически сложилось так, что между профилями № 145-185 пласт VI не отрабатывался, а запасы по нему были впоследствии законсервированы. В результате оценочного расчета было установлено, что балансовые запасы угля составляют почти 3,7 млн т. Поэтому по заданию угольной компании «Южный Кузбасс» на кафедре открытых горных работ КузГТУ была выполнена работа по оценке технологической возможности отработки законсервированных запасов.

Рассмотрение вариантов отработки пласта выявило два возможных пути выемки, стандартных для бестранспортной технологии: по падению пласта и по его восстанию. Технология ведения работ по падению пласта более широко распространена, подробно изучена, и изначально прогнозировалось, что она и будет использована. Однако она имела свои сложности, в частности, при начале работы по этой схеме необходимо было приготовить емкость для последующей отсыпки в нее внутреннего отвала; без этого мероприятия в отвале было возможно разместить только часть вскрыши. Поэтому был проведен расчет варианта отработки пласта VI по восстанию, который также требовал проведения дополнительных мероприятий, в частности, создание опорного навала, для чего тоже было необходимо сначала отработать две-три заходки по падению пласта. Расчетное время их отработки составило около двух лет. Кроме того, отработка пологого пласта по восстанию подразумевает предварительный расчет устойчивости вскрышных уступов. Проведенные расчеты по устойчивости показали, что высокие уступы, высотой 36-45 метров, для обеспечения нормативного коэффициента запаса устойчивости необходимо делить на два подступа и смещать их относительно друг друга. Переход полностью на бестранспортную технологию по этому варианту оказывается возможен после отработки первых трех заходов, когда сформируется достаточная емкость внутреннего отвала. Порода же первых двух заходов отсыпается на опорный навал. Расчетное время отработки участка по восстанию составило 9 лет. В данной статье подробно рассмотрен вариант отработки пласта по восстанию, приведены фактические показатели работы.

Информация о статье

Принята 11 марта 2020 г.

Ключевые слова:

бестранспортная технология, драглайн, пологий пласт, законсервированные запасы, открытые горные работы, внутренний отвал

DIRECT DUMPING TECHNOLOGY OF STOCKPILED COAL RESERVES' MINING ALONG THE SEAM VI AT THE TOMUSINSKY OPEN PIT MINE

Maxim Tyulenev¹, Sergey Markov¹, Alexey Palamarchuk², Tatiana Gvozdkova³



¹ T.F. Gorbachev Kuzbass State Technical University

² Branch of South Kuzbass PJSC – Open Mining Department (Olzherassk Open Pit Mine)

³ Mezhdurechensk branch of T.F. Gorbachev Kuzbass State Technical University

Abstract.

Historically, at the Tomusinsky open pit mine, seam VI was not mined out between profiles 145-185, and the coal reserves were subsequently conserved (stockpiled). As a result of the assessment calculation, it was found that the balance reserves of coal are almost 3.7 million tons. Therefore, on the assignment of the Southern Kuzbass Coal Company, at the Open Pit Mining Department of KuzSTU research was carried out to assess the technological feasibility of mining the stockpiled reserves.

Consideration of seam development options revealed two possible ways of excavation, standard for direct dumping technology: after the seam fall and after its uprising. The technology on dip operations is more widespread, has been studied in detail and initially predicted to be used. However, it had its own difficulties, in particular, at the beginning of work under this scheme, it was necessary to prepare a container for the subsequent filling of the inner blade into it; without this measure in the blade it was possible to place only part of the overburden. That is why the calculation of the option of reservoir VI treatment after the uprising was carried out, which also required additional measures: creation of a supporting heap, for which it was also necessary to work out two or three trips after the formation fall. In addition, mining of the hollow layer in the uprising involves a preliminary calculation of the stability of overburden ledges. Stability calculations showed that the high ledges, the height of 36-45 meters, to ensure the normative coefficient of stability reserve should be divided into two ledges and shifted relative to each other. Transition completely to the non-sports technology under this option possible after the first three trips, when there was formed a sufficient capacity of the inner blade. The rocks of the first two pits are poured on the base heap. Estimated time of development of the site after the uprising was 9 years.

This article discusses in detail the variant of reservoir development during the uprising and provides actual performance indicators.

Article info

Received March 11, 2020

Keywords: direct dumping technology, dragline, flat seam, stockpiled coal reserves, open pit mining, internal dump

Введение

Расчёт параметров технологии разработки участка законсервированных запасов по восстанию вызван тем, что на момент начала проектирования завершалась проходка разрезной траншеи по пласту VI в пределах профилей №155–№180. Первоначальной целью проходки этой разрезной траншеи было продолжение фронта работ по пласту VI по падению в пределах этих профилей. Фронт работ по пласту VI начинался от профиля №180. Однако необходимость отработки законсервированных запасов по пласту VI, лежащих выше траншеи, поставила задачу возможности использования этой траншеи для организации отработки участка по бестранспортной технологии по восстанию.

Анализ проектного положения разрезной траншеи по профилям показал, что только между профилями №165 – №175 предстоит значительный объём отработки пород существующего бульдозерного отвала (рис. 1). Высота отвала между вышеуказанными профилями колеблется от 40 до 60 метров, а объём составляет 15,4 млн м³. Объём междупластья равен 22,0 млн м³. Поэтому предварительно, до начала буровзрывных работ по проходке разрезной траншеи по скальным породам, необходимо производить отгрузку пород отвала на автотранспорт.

В условиях разреза «Томусинский» при небольшом фронте работ основным вскрышным оборудованием является экскаватор ЭКГ-10. Его использование обусловлено коротким фронтом работ и малым объёмом вскрыши. Применение более мощных экскаваторов в тех же горно-технических условиях приводит к частому перегону их с уступа на уступ.



В рамках проведения исследования необходимо было привязать схему вскрытия участка к существующей схеме вскрытия, т.е. к существующим транспортным коммуникациям (рис. 1).

С восточной стороны участка вдоль его границы расположена капитальная автодорога, связывающая промплощадку с заездами на транспортные горизонты основного карьерного поля.

От этой дороги в районе профиля 190 отходят два заезда на бульдозерные отвалы, расположенные на поверхности рассматриваемого участка. Однако отсыпка отвалов на тот момент времени не производилась.

Заезд №1 начинается от отметки +300 м на капитальной дороге, а временная дорога проложена до западной границы участка (до профиля 145). Заезд служит для отсыпки участков бульдозерного отвала с отметками +333 м, +351 м. Вдоль этой дороги между профилями 170 и 190 расположены с правой стороны (относительно направления заезда) два отвальных участка с отметками +304 м и +323 м. Они расположены непосредственно над выходом пласта VI под наносы. Высота навала породы относительно естественной поверхности составляет 25-32 м. Следовательно, при проектировании отработки пласта по падению от его выхода под наносы проходка разрезной траншеи потребует удаления этих навалов.

С левой стороны автодороги имеется емкость, образованная системой откосов бульдозерных отвалов, с глубиной 14–28 м. Наличие этой емкости позволяет осуществить перевалку породы бульдозерного отвала между профилями 170 и 190 драглайном.

Между профилями 140–170 выход пласта VI также перекрыт породным навалом высотой от 55 м (профиль 165) до 45 м (профиль 145).

Свободная емкость за пределами выхода пласта VI отсутствует, поэтому возможность бестранспортной разработки навала ограничена. Основной объем разрезной траншеи между профилями 140–170 необходимо будет удалять по транспортной технологии.

Поэтому заезд №1 может использоваться при применении транспортной технологии для проходки разрезной траншеи.

Заезд №2 использовался для отсыпки бульдозерного отвала с отметками от +280 м до +318 м. Для целей вскрытия участка этот заезд не перспективен.

В северной (нижней, по направлению падения пл. VI) части участка пройдена разрезная траншея по пласту VI, которая отсекает участок законсервированных запасов по этому пласту. Поэтому траншея является северной границей рассматриваемого участка. Целью же проходки траншеи явилось удлинение бестранспортного фронта работ по пласту VI до восточной границы карьера и отработка пласта по падению по бестранспортной технологии.

Проходка траншеи была осуществлена по транспортной технологии с использованием экскаватора ЭКГ-15 на погрузке породы и автосамосвалов грузоподъемностью 120 т для вывозки породы на внешний отвал. Вскрытие осуществлено скользящим съездом на рабочем борту с примыканием к забойной дороге, проложенной на уступе с отметкой +220 м. Забойная дорога примыкает на отметке +226 м к капитальной дороге, расположенной вдоль восточной границы карьерного поля (рис. 1).

Забой разрезной траншеи находился в районе профиля 180 и работы по ее проходке планировалось завершить через полтора года.

Наличие разрезной траншеи в северной части участка позволяет рассмотреть его разработку по восстанию. В этом случае может быть использована существующая схема вскрытия разрезной траншеи.

Таким образом, учитывая сложившуюся схему вскрытия карьерного поля и транспортную сеть в районе участка, было изучено два варианта разработки: первый вариант по падению, начиная от выхода под наносы; второй – от разрезной траншеи, пройденной вблизи XIV осевой линии. В данной статье рассмотрен второй вариант.

При рассмотрении варианта отработки участка по восстанию было также необходимо дать оценку устойчивости вскрышного уступа, т.к. по контакту его подошвы с угольным пластом в этом случае будет плоскость ослабления, поскольку ее наклон совпадает с направлением обрушения (в нижней части поверхности скольжения призмы возможного обрушения). Частично данный вопрос затрагивался в [10, 11].

Изучение значительного количества литературных источников [1-9, 13-18, 20-33], посвященных бестранспортной технологии в целом, показало, что вопрос разработки



разнопрочной породной толщ при работе по восстанию до настоящего времени практически не изучен.

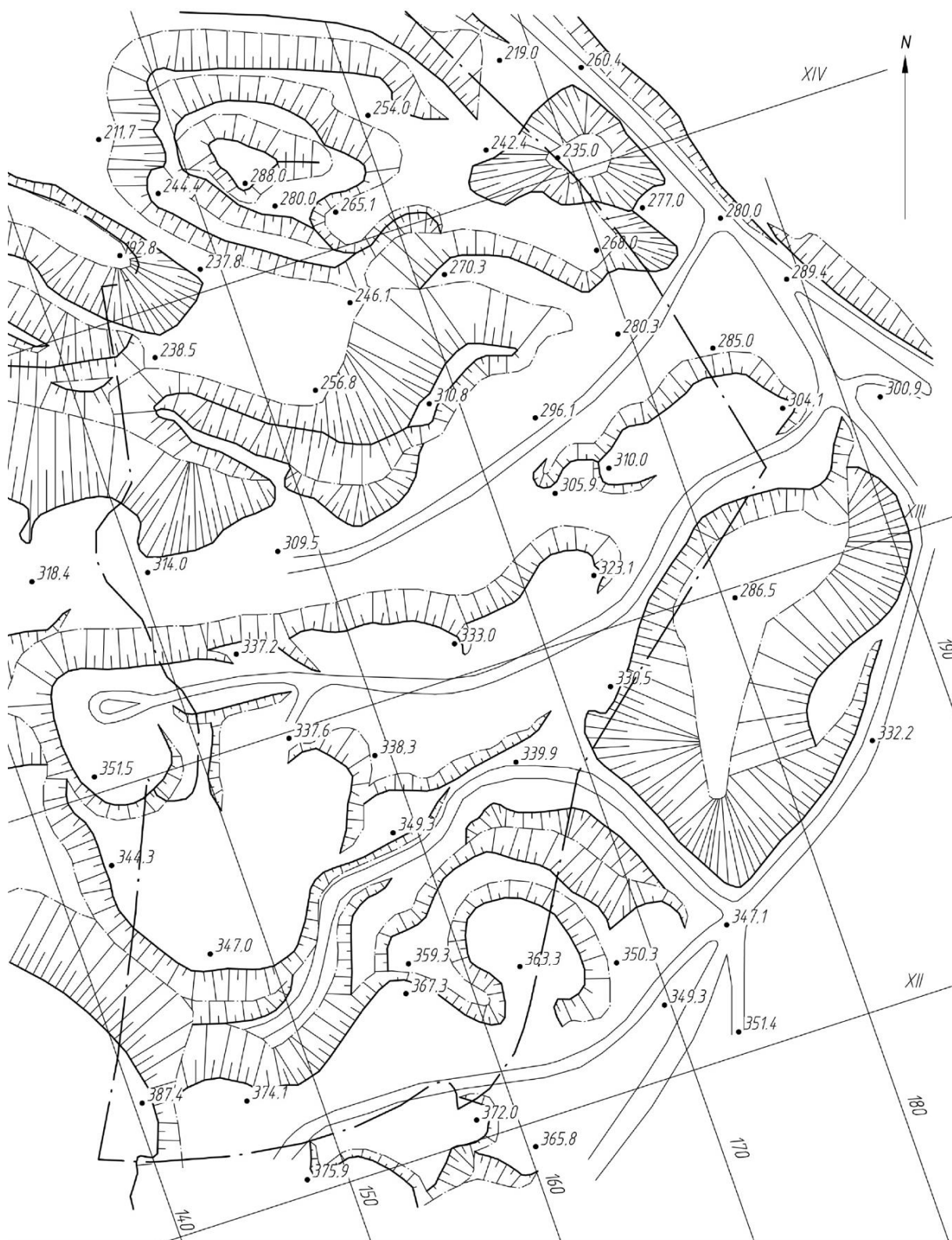


Рис. 1. План поверхности бульдозерного отвала на участке законсервированных запасов и его границы (по [12])



Характеристика объекта исследования

Разработка участка при ведении горных работ по восстанию пл. VI начинается от проходимой разрезной траншеи по XIV осевой линии.

Положение горных выработок в районе разрезной траншеи (XIV р.л.) на начало отработки участка показано на рис. 2–7. Поверхность участка со стороны рабочего борта по восстанию с его восточной стороны перекрыта навалами (пр. 175 – пр. 180), а на западной стороне (пр. 160 – пр. 165) навалы породы отсутствуют, что упрощает ведение горных работ.

Если начинать отработку участка с заходки, смежной с траншеей (первая заходка на рис. 8-а), то неизбежно будет засыпаться существующий рабочий борт. После отработки двух заходов (рис. 8-б) рабочий борт будет полностью засыпан внутренним отвалом.

Достоинством такого порядка развития горных работ является быстрое наращивание емкости внутреннего отвала, когда уже со второй заходки можно отсыпать двухъярусный отвал. С третьей заходки можно отсыпать уже трехъярусный отвал.

Следует также учитывать известное положение о том, что при работе по восстанию при пологом залегании пласта вместимость внутреннего отвала больше, чем при работе по падению.

Существенными недостатками являются следующие: во-первых, засыпается рабочий борт и, следовательно, консервируются запасы по пл. VI, находящиеся ниже по падению. Вскрытие этих запасов в дальнейшем потребует больших затрат времени и средств.

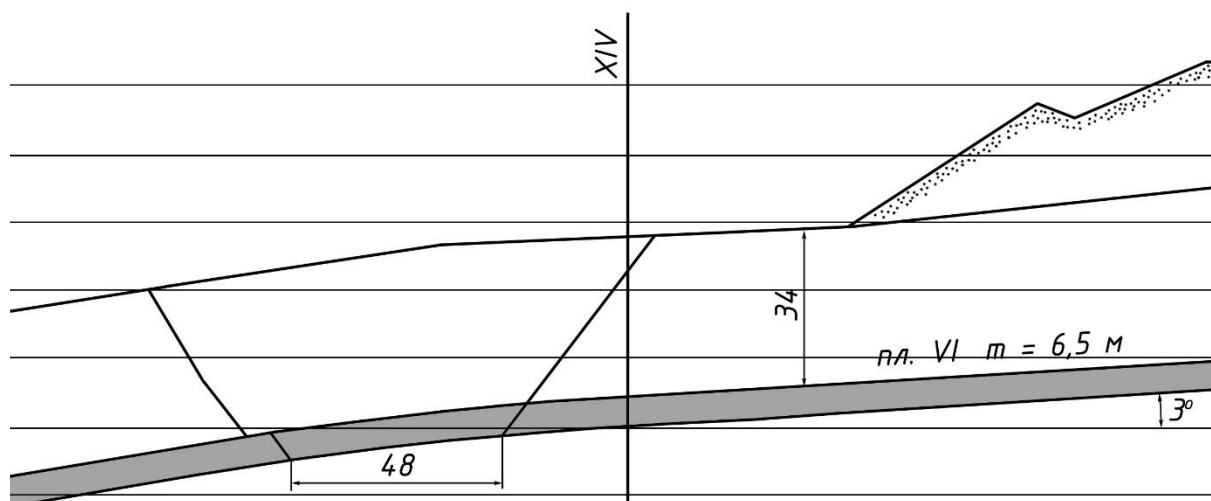


Рис. 2. Проектное положение разрезной траншеи по профилю №155

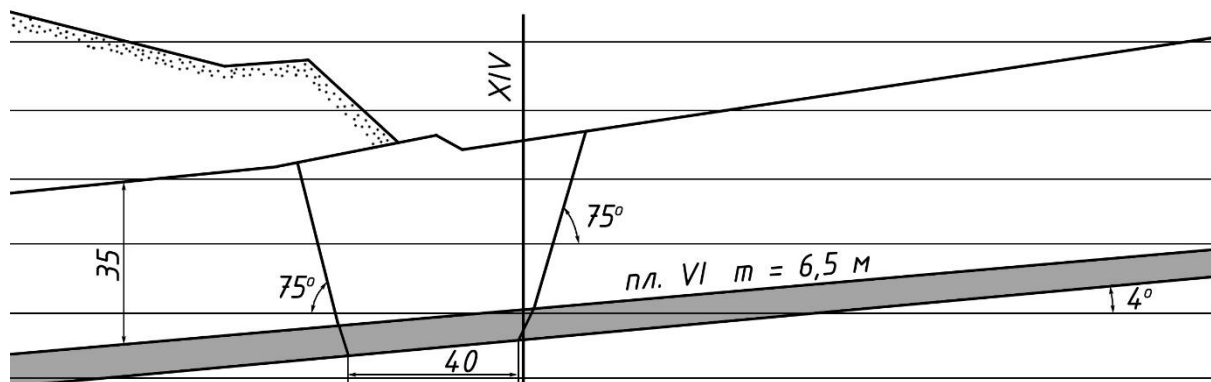


Рис. 3. Проектное положение разрезной траншеи по профилю №160

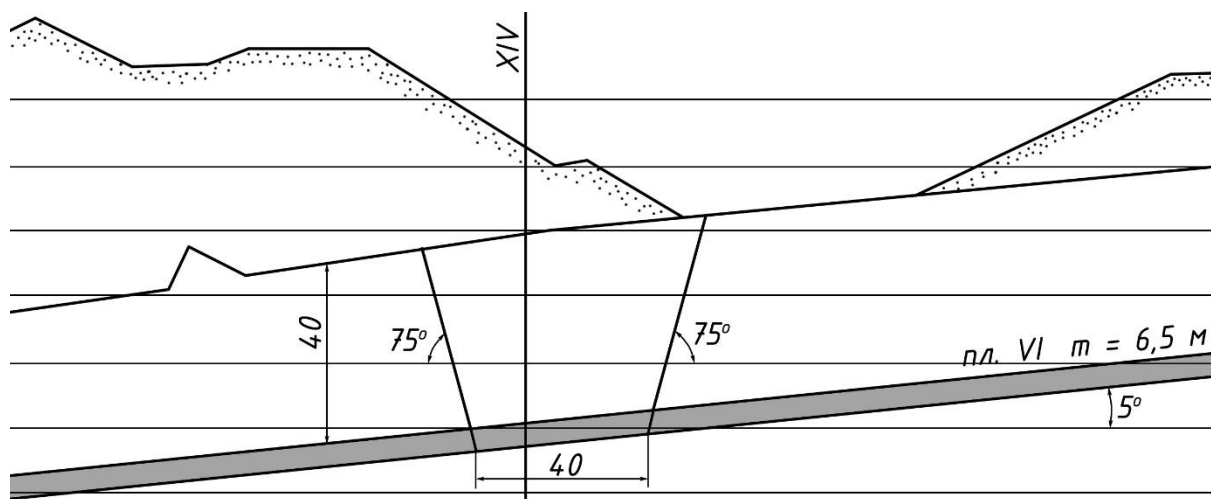


Рис. 4. Проектное положение разрезной траншеи по профилю №165

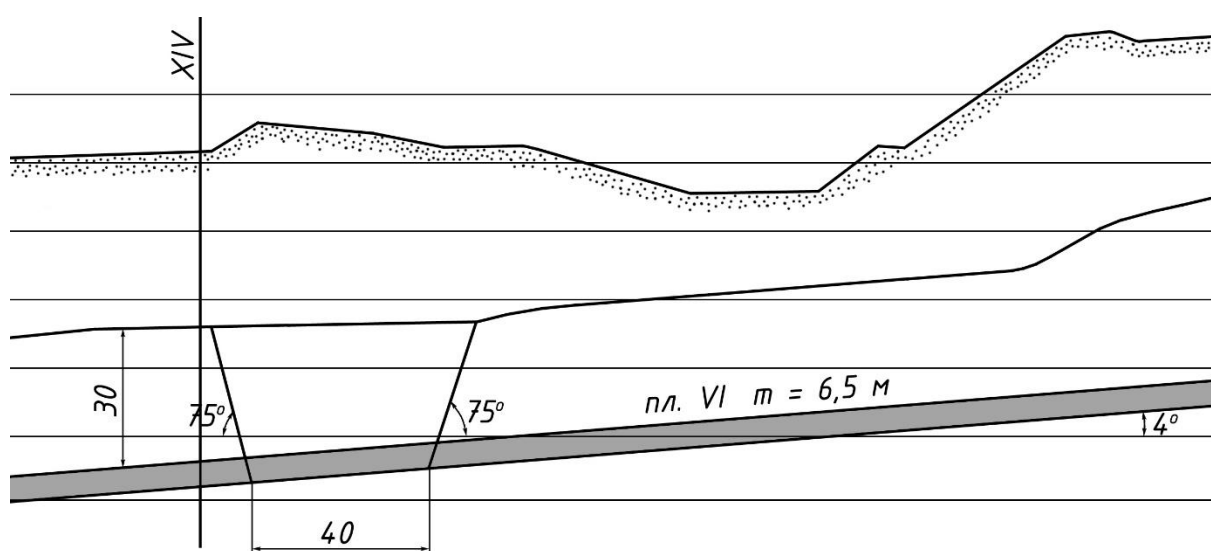


Рис. 5. Проектное положение разрезной траншеи по профилю №170

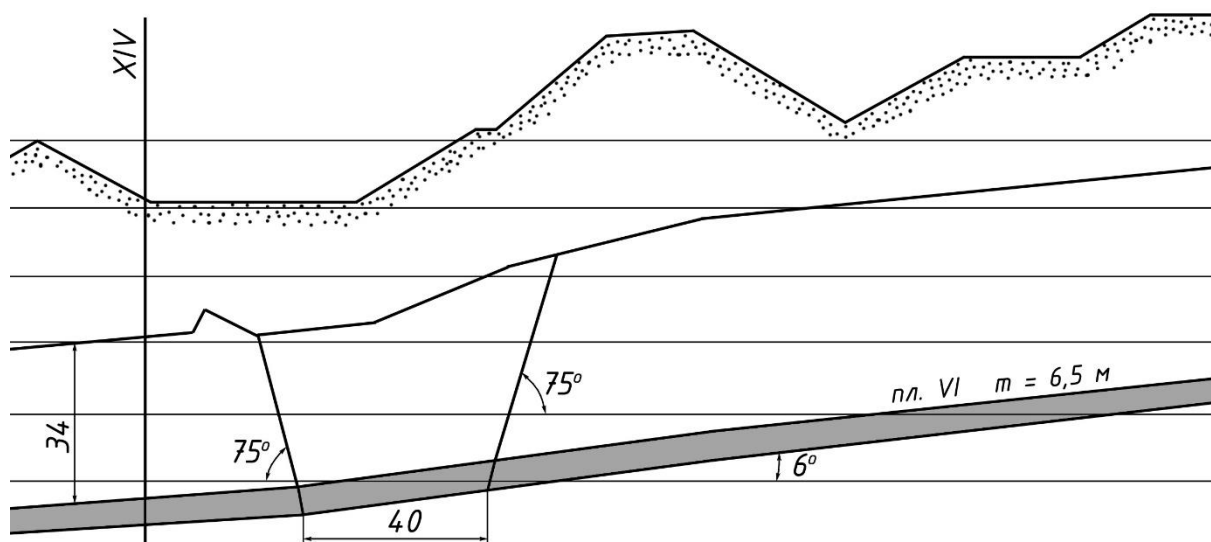


Рис. 6. Проектное положение разрезной траншеи по профилю №175

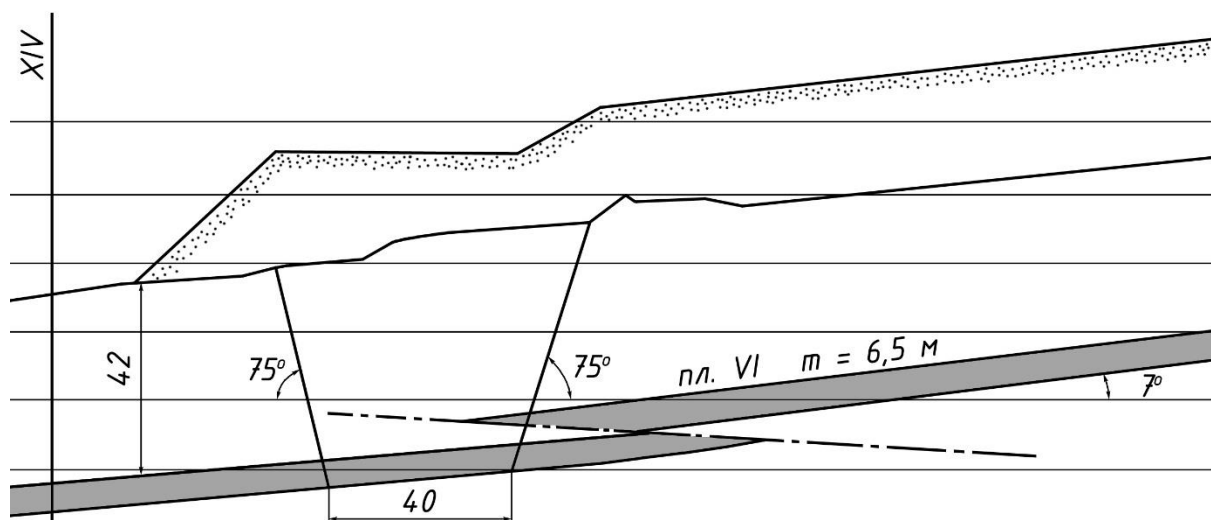


Рис. 7. Проектное положение разрезной траншеи по профилю №180

Поэтому порядок развития горных работ по восстанию пл. VI с засыпкой рабочего борта был посчитан нецелесообразным, и в дальнейшем такой вариант не рассматривался.

Во-вторых, развитие горных работ по восстанию предъявляет более жесткие требования к устойчивости вскрышных уступов, т.к. при этом ослабляется контакт по плоскости «кровля пласта – подошва уступа». В этом случае сдвигающие силы в нижней части потенциальной поверхности скольжения совпадают по направлению наклона данного контакта.

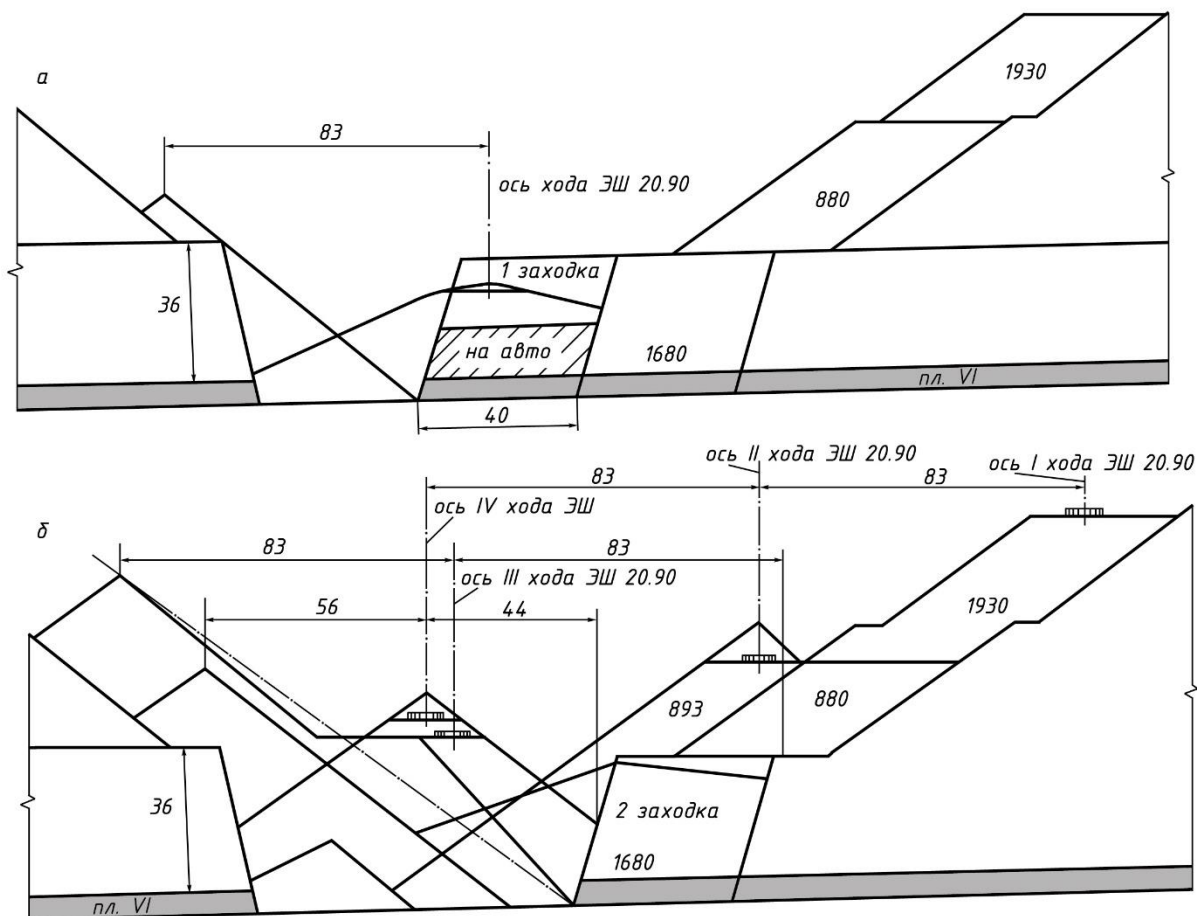


Рис. 8. Разработка пл. VI по восстанию с подвалкой рабочего борта: а – схема разработки первой заходки от траншеи; б – схема разработки второй заходки от траншеи



С целью уменьшения влияния этих недостатков предлагается следующее.

Для обеспечения устойчивости вскрышных уступов делается расчет их устойчивости согласно физико-механическим свойствам пород разреза «Томусинский» и определяется необходимый угол откоса по породному массиву с соблюдением нормативного коэффициента запаса устойчивости $n = 1,2$.

Для исключения засыпки рабочего борта внутренним отвалом предлагается создать опорный навал, для чего необходимо отработать две-три заходки по падению ниже траншеи, пройденной по XIV осевой линии.

Расчет устойчивости вскрышного уступа над пл. VI при ведении горных работ по восстанию

Устойчивость бортов разреза в значительной степени определяет как экономику добычи, так и безопасность труда.

Потеря устойчивости (сдвигание) бортов и уступов в карьерах связана главным образом с изменением напряженного состояния горного массива в результате проведения открытых горных выработок. При этом разрушение горных пород происходит под воздействием касательных напряжений, которые при определенных условиях вызывают в массиве необратимые деформации сдвига на поверхности, называемой поверхностью скольжения.

Метод расчета устойчивости выбирается исходя из конкретных природных и горнотехнических условий; при расчете обязательно учитывается их влияние. При проведении геомеханических расчетов должно учитываться геологическое строение междупластья, мощность H которого составляет 40 м.

При расчете устойчивости вскрышного уступа использована методика ВНИМИ [19].

Кровля пласта VI сложена уплотненными песчано-глинистыми отложениями с развитой кососекающей трещиноватостью; удельное сцепление в монолите составляет: $c = 5-8$ МПа, d – коэффициент, зависящий от прочности пород в образце и характера трещиноватости ($d = 3$). Вышележащий слой сложен крепкими слоистыми породами, преимущественно нормальной трещиноватости; удельное сцепление в монолите $c = 15$ МПа, $d = 3,5$; самый верхний слой сложен уплотненными песчано-глинистыми отложениями, в основном нормально секущей трещиноватости, сильно каолинизированные изверженные породы; удельное сцепление $c = 5-8$ МПа, $d = 2$. Усредненные физико-механические характеристики пород кровли представлены в табл. 1.

Таблица 1. Усредненные физико-механические характеристики образцов коренных скальных пород

Литологическое наименование породы	Количество проб	Плотность, т/м ³	Влажность w , %	Угол внутреннего трения φ , градус	Удельное сцепление k_c , МПа
Песчаник прочный	171	2,56	1,05	35	53
Алеврит прочный	101	2,53	1,76	28	40
Уголь	5	1,37	2,96	28	17

Удельное сцепление в массиве для каждой литологической группы с учетом интенсивности трещиноватости равно:

$$c_m = \frac{c}{1 + d \cdot \ln(H \cdot W)} \quad (1)$$

где c – удельное сцепление пород в монолите, МПа; W – средняя интенсивность трещиноватости участка горного массива, м⁻¹; H – общая высота уступа, м; d – коэффициент, зависящий от прочности пород в образце и характера трещиноватости.



Принимая междупласть пласта IV-V и VI за единый массив, получим значение сцепления пород в монолите:

$$c_{м. общ} = \frac{7}{1 + 2,5 \cdot 1,39 \cdot 0,1} = 5 \text{ кПа}.$$

Сцепление пород для каждого отдельного слоя, согласно литологическому строению массива, равно:

$$c_{м. 1} = \frac{7}{1 + 3,5 \cdot 0,69 \cdot 0,1} = 5,64 \text{ кПа};$$

$$c_{м. 2} = \frac{7}{1 + 2,5 \cdot 0,84 \cdot 0,1} = 5,79 \text{ кПа};$$

$$c_{м. 3} = \frac{12,5}{1 + 3,5 \cdot 0,85 \cdot 0,1} = 9,64 \text{ кПа}.$$

Средневзвешенные величины сцепления, угла внутреннего трения и объемного веса равны:

$$c_{м. ср} = \frac{\sum_{i=1}^n c_i \cdot m_i}{\sum_{i=1}^n m_i}, \text{ кПа} \quad (2)$$

$$\varphi_{м. ср} = \frac{\sum_{i=1}^n \varphi_i \cdot m_i}{\sum_{i=1}^n m_i}, \text{ градус} \quad (3)$$

$$\gamma_{м. ср} = \frac{\sum_{i=1}^n \gamma_i \cdot m_i}{\sum_{i=1}^n m_i}, \text{ кН/м}^3 \quad (4)$$

где c_i – удельное сцепление пород отдельного i -го слоя или литологической группы пород, кПа; φ_i – угол внутреннего трения пород отдельного i -го слоя, град; l_i – длина участка поверхности скольжения в пределах каждой разновидности пород, имеющей характеристики P_i и c_i , м; m_i – мощность i -го слоя в пределах призмы возможного обрушения, м; γ_i – объемный вес i -го слоя, кН/м³. Таким образом:

$$c_{м. ср} = \frac{53 \cdot 29,5 + 40 \cdot 4 + 17 \cdot 6,5}{40} = 45,9 \text{ кПа};$$

$$\varphi_{м. ср} = \frac{35 \cdot 29,5 + 28 \cdot 4 + 28 \cdot 6,5}{40} = 33,2^\circ;$$

$$\gamma_{м. ср} = \frac{25,6 \cdot 29,5 + 25,3 \cdot 4 + 13,7 \cdot 6,5}{40} = 23,6 \text{ кН/м}^3.$$

Принимаем нормативный коэффициент запаса устойчивости $n = 1,2$ и определяем предварительные расчетные характеристики сцепления и угла внутреннего трения:

$$c'_n = \frac{c_{ср}}{n} = \frac{45,9}{1,2} = 38,3 \text{ кПа}; \quad (5)$$

$$\varphi'_n = \frac{\varphi_{ср}}{n} = \frac{33,2}{1,2} = 27,7^\circ. \quad (6)$$

Определяем высоту вертикальной площадки отрыва

$$H'_{90} = \frac{2 \cdot c'_n}{\gamma_{ср}} \cdot \operatorname{ctg} \left(45 - \frac{\varphi'_n}{2} \right) = \frac{2 \cdot 38,3}{23,6} \cdot \operatorname{ctg} \left(45 - \frac{27,7}{2} \right) = 5,4 \text{ м} \quad (7)$$

Определяем ширину призмы возможного обрушения



$$d' = \frac{2 \cdot H \left[1 - \operatorname{ctg} \alpha \cdot \operatorname{tg} \left(\frac{\alpha + \varphi_n'}{2} \right) \right] - 2 \cdot H'_{90}}{\operatorname{ctg} \left(45 - \frac{\varphi_n'}{2} \right) + \operatorname{tg} \left(\frac{\alpha + \varphi_n'}{2} \right)}, \text{ м}, \quad (8)$$

$$d' = \frac{2 \cdot 40 \left[1 - \operatorname{ctg} 45 \cdot \operatorname{tg} \left(\frac{45 + 27,7}{2} \right) \right] - 2 \cdot 5,2}{\operatorname{ctg} \left(45 - \frac{27,7}{2} \right) + \operatorname{tg} \left(\frac{45 + 27,7}{2} \right)} = 5,4 \text{ м}.$$

Для уступа высотой 40 м строим ориентировочную поверхность скольжения (рис. 9).

Графически определяем: $\varphi_1 = 2^\circ$, $\varphi_2 = 28^\circ$, $\varphi_3 = 29^\circ$.

Рассчитываем длину дуги поверхности скольжения:

$$l_i = \frac{\pi \cdot R}{180} \cdot \varphi_i, \text{ м} \quad (9)$$

$$l_1 = \frac{3,14 \cdot 69}{180} \cdot 2 = 2,4 \text{ м}; l_2 = \frac{3,14 \cdot 69}{180} \cdot 28 = 33,6 \text{ м}; l_3 = \frac{3,14 \cdot 69}{180} \cdot 29 = 34,9 \text{ м}.$$

Определяем средневзвешенные характеристики по построенной поверхности скольжения

$$c_{\text{ср.вз}} = \frac{\sum_{i=1}^n c_i \cdot l_i}{\sum_{i=1}^n l_i} = \frac{40 \cdot 2,4 + 53 \cdot 33,6 + 17 \cdot 34,9}{2,4 + 33,6 + 34,9} = 34,8 \text{ кПа} \quad (10)$$

$$\varphi_{\text{ср.вз}} = \frac{\sum_{i=1}^n \varphi_i \cdot l_i \cdot \delta_i}{\sum_{i=1}^n \delta_i \cdot l_i}, \text{ градус} \quad (11)$$

где $\delta_i = h_i \cdot \cos^2 \varphi_i \cdot \gamma_{\text{ср}}$.

$$\delta_1 = 4 \cdot \cos^2 2^\circ \cdot 23,6 = 94,5; \delta_2 = 29,5 \cdot \cos^2 28^\circ \cdot 23,6 = 542,8; \delta_3 = 6,5 \cdot \cos^2 29^\circ \cdot 23,6 = 117,3.$$

$$\varphi_{\text{ср.вз}} = \frac{28 \cdot 2,4 \cdot 94,5 + 35 \cdot 33,6 \cdot 542,8 + 28 \cdot 34,9 \cdot 117,3}{2,4 \cdot 94,5 + 33,6 \cdot 542,8 + 34,9 \cdot 117,3} = 33,7^\circ.$$

Определяем расчетные характеристики:

$$c_n = \frac{c_{\text{ср.вз}}}{n} = \frac{34,8}{1,2} = 29 \text{ кПа} \quad (12)$$

$$\varphi_n = \frac{\varphi_{\text{ср.вз}}}{n} = \frac{33,7}{1,2} = 28,1^\circ \quad (13)$$

Определяем расчетную высоту вертикальной площадки отрыва.

$$H_{90} = \frac{2 \cdot k_n}{\gamma_{\text{ср.вз}}} \cdot \operatorname{ctg} \left(45 - \frac{\varphi_n}{2} \right) = \frac{2 \cdot 29}{23,6} \cdot \operatorname{ctg} \left(45 - \frac{28,1}{2} \right) = 4,7 \text{ м}. \quad (14)$$

Определяем приведенную высоту уступа

$$H' = \frac{H}{H_{90}} = \frac{40}{4,7} = 8,5 \quad (15)$$

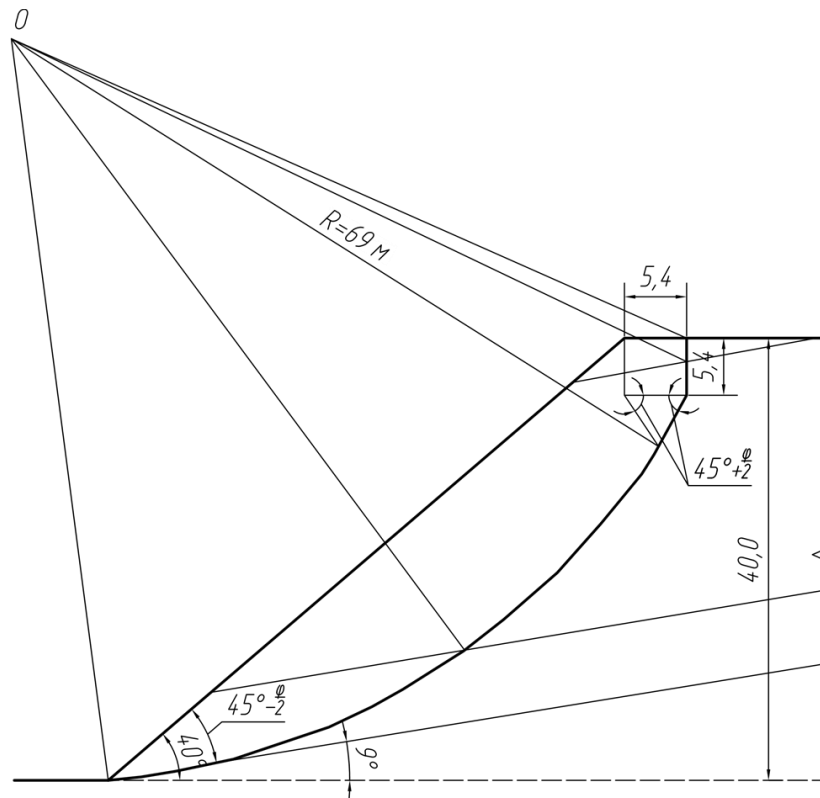


Рис. 9. Схема построения ориентировочной поверхности скольжения

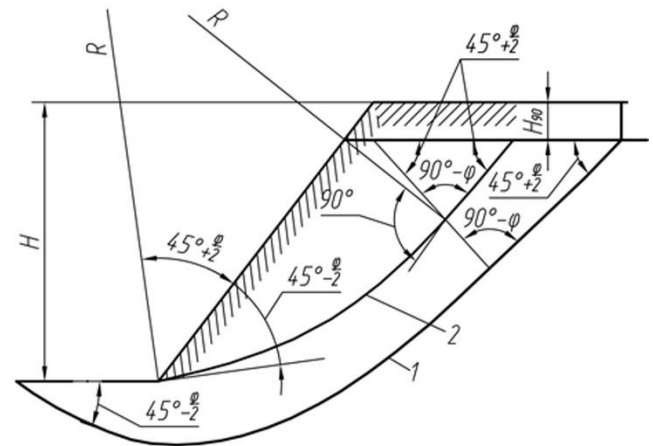
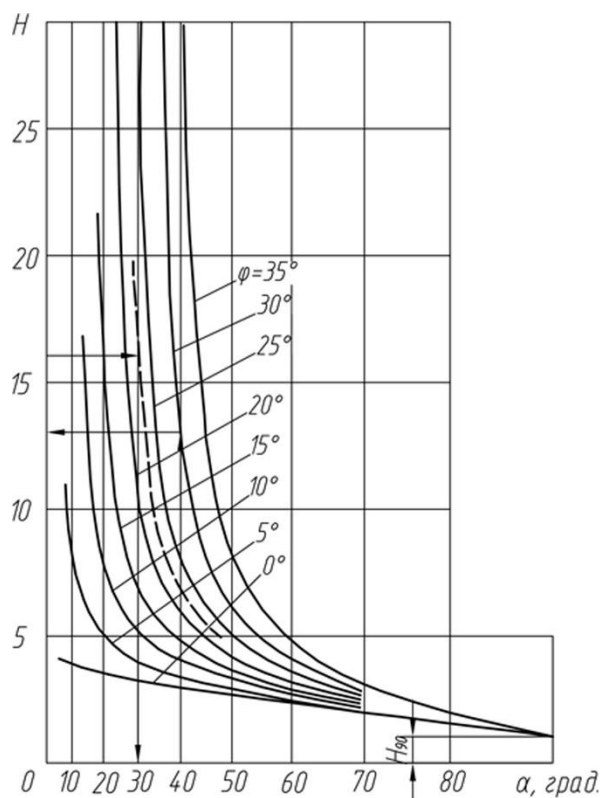


Рис. 10. График зависимости между высотой плоского откоса и его углом для различных значений расчетных характеристик: 1 – положение поверхности скольжения в откосе при $\varphi < 13^\circ$ и $\alpha < 45^\circ$ и $\varphi/2$; 2 – положение поверхности скольжения в откосе в остальных случаях



По графику зависимости между высотой плоского откоса и его углом (рис. 10) определяем угол откоса $\alpha = 40^\circ$.

Определяем ширину призмы обрушения по формуле

$$d' = \frac{2 \cdot 40 \left[1 - \operatorname{ctg} 40^\circ \cdot \operatorname{tg} \left(\frac{40 + 28,1}{2} \right) \right] - 2 \cdot 4,7}{\operatorname{ctg} \left(40 - \frac{28,1}{2} \right) + \operatorname{tg} \left(\frac{40 + 28,1}{2} \right)} = 2,6 \text{ м.}$$

Строим поверхность скольжения (рис. 11).

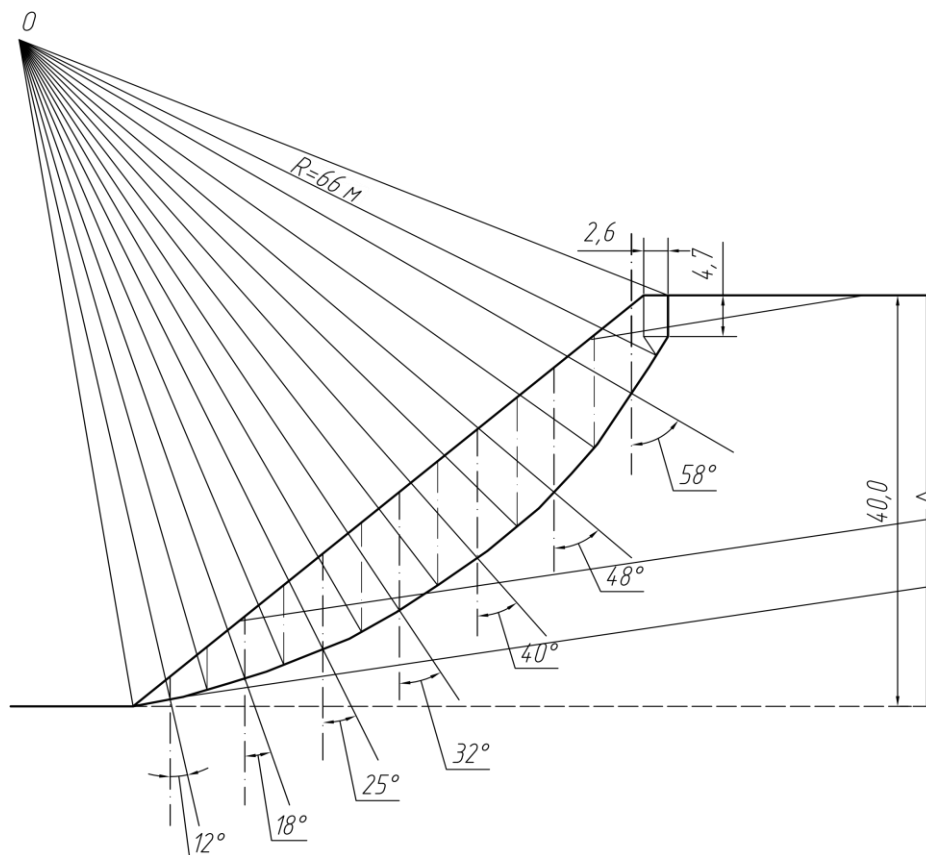


Рис. 11. Схема построения основной поверхности скольжения

Проверочный расчет производится методом алгебраического сложения сил.

Разбиваем призму возможного обрушения на вертикальные блоки с шириной $b_i = 0,1R$:

$$b_1 = b_2 = b_3 = b_4 = b_5 = b_6 = 7 \text{ м}$$

Графически определяем угол β_i :

$$\beta_1 = 14^\circ; \beta_2 = 9^\circ; \beta_3 = 8^\circ; \beta_4 = 7^\circ; \beta_5 = 7^\circ; \beta_6 = 7^\circ; \beta_7 = 6^\circ.$$

Рассчитываем длину дуги поверхности скольжения в каждом блоке

$$l_i = \frac{\pi \cdot R}{180} \cdot \beta_i, \text{ м} \quad (16)$$

$$l_1 = \frac{3,14 \cdot 66}{180} \cdot 14 = 16,1 \text{ м}; l_2 = 10,4 \text{ м}; l_3 = 9,2 \text{ м}; l_4 = 8,1 \text{ м}; l_5 = 8,1 \text{ м}; l_6 = 8,1 \text{ м}; l_7 = 6,9 \text{ м}.$$

Вычисляем вес каждого блока на длину фронта уступа, равную 1 м:

$$P_i = b_i \cdot h_i \cdot \gamma_{cp} \quad (17)$$



$$P_1 = 7 \cdot 23,6 \cdot 8 = 1321,6 \text{ кН}$$

$$P_5 = 7 \cdot 23,6 \cdot 9 = 1486,8 \text{ кН}$$

$$P_2 = 7 \cdot 23,6 \cdot 12 = 1982,4 \text{ кН}$$

$$P_6 = 7 \cdot 23,6 \cdot 6 = 991,2 \text{ кН}$$

$$P_3 = 7 \cdot 23,6 \cdot 12,5 = 2065 \text{ кН}$$

$$P_7 = 7 \cdot 23,6 \cdot 2 = 330,4 \text{ кН}$$

$$P_4 = 7 \cdot 23,6 \cdot 11,5 = 1899,8 \text{ кН}$$

Определяем графически углы наклона основания элементарного блока в его середине:

$$\varphi_1 = 58^\circ; \varphi_2 = 48^\circ; \varphi_3 = 39^\circ; \varphi_4 = 31^\circ; \varphi_5 = 25^\circ; \varphi_6 = 18^\circ; \varphi_7 = 12^\circ.$$

Определяем сдвигающие силы:

$$T_i = P_i \cdot \sin \varphi_i, \text{ кН}, \quad (18)$$

$$T_1 = 1321,6 \cdot \sin 58 = 1120,7 \text{ кН}$$

$$T_5 = 1486,8 \cdot \sin 25 = 628,9 \text{ кН}$$

$$T_2 = 1982,4 \cdot \sin 48 = 1472,9 \text{ кН}$$

$$T_6 = 991,2 \cdot \sin 18 = 306,3 \text{ кН}$$

$$T_3 = 2065 \cdot \sin 39 = 1298,9 \text{ кН}$$

$$T_7 = 330,4 \cdot \sin 12 = 68,7 \text{ кН}$$

$$T_4 = 1899,8 \cdot \sin 31 = 978,4 \text{ кН}$$

Определяем удерживающие силы:

$$N_i = P_i \cdot \cos \varphi_i, \text{ кН}, \quad (19)$$

$$N_1 = 1321,6 \cdot \cos 58 = 700,4 \text{ кН}$$

$$N_5 = 1486,8 \cdot \cos 25 = 1347,0 \text{ кН}$$

$$N_2 = 1982,4 \cdot \cos 48 = 1326,2 \text{ кН}$$

$$N_6 = 991,2 \cdot \cos 18 = 942,6 \text{ кН}$$

$$N_3 = 2065 \cdot \cos 39 = 1604,5 \text{ кН}$$

$$N_7 = 330,4 \cdot \cos 12 = 323,1 \text{ кН}$$

$$N_4 = 1899,8 \cdot \cos 31 = 1628,1 \text{ кН}$$

Вычисляем фактическое значение коэффициента запаса устойчивости:

$$n_\phi = \frac{\operatorname{tg} \varphi_n \cdot \sum_{i=1}^n N_i + c_n \cdot L}{\sum_{i=1}^n T_i}, \quad (20)$$

$$\text{где } \sum_{i=1}^n N_i = 7871,9 \text{ кН}; \sum_{i=1}^n T_i = 5874,8 \text{ кН}; L = \sum_{i=1}^n l_i = 66,9 \text{ м},$$

таким образом,

$$n_\phi = \frac{\operatorname{tg} 28,1 \cdot 7871,9 + 29 \cdot 66,9}{5874,8} = 1,046.$$

В результате проведенных расчетов устойчивости установлено, что при высоте уступа $H = 40$ м и угле откоса 40° уступ находится в устойчивом равновесном состоянии с коэффициентом запаса устойчивости $n = 1,2$ при расчетном коэффициенте запаса устойчивости $n = 1,046$. Так как получить такой угол откоса уступа технически сложно, то было принято решение делить уступ на два подступа высотой 20–22 м со смещением их относительно друг друга на необходимую величину.

Технология и показатели создания опорного навала

Опорный навал предлагается создать путем отработки трёх заходок по падению, начиная от траншеи. Разработка заходок осуществляется комбинированным транспортно-бестранспортным способом. При транспортном способе погрузка предполагается мехлопатой ЭКГ-10, а при бестранспортном – перевалка породы драглайном ЭШ 20.90. По профилям 160, 165, 170, 175, 180 были построены схемы разработки первой, второй и третьей заходок. Пример построения их по пр. 170 приведен на рис. 12. Ширина заходок принята равной 40 м. Значения высоты уступов по профилям приведены в табл. 2. Объемы работ по заходкам с учетом применяемой технологии приведены в таблицах 3–5, а сводные показатели по объемам работ по технологиям и срокам их выполнения – в табл. 6.



Таблица 2. Значения высоты первых трех заходок при создании опорного навала

Высота горной выработки	Номер профиля				
	160	165	170	175	180
1 заходки	40	42	42	42	42
2 заходки	40	42	42	42	42
3 заходки	40	42	42	42	40

При создании опорного навала возможно совмещение работ по видам технологии. В этом случае создание опорного навала займет 22,8 месяца (около 2 лет). За этот период будет вскрыто 552,9 тыс. т угля.

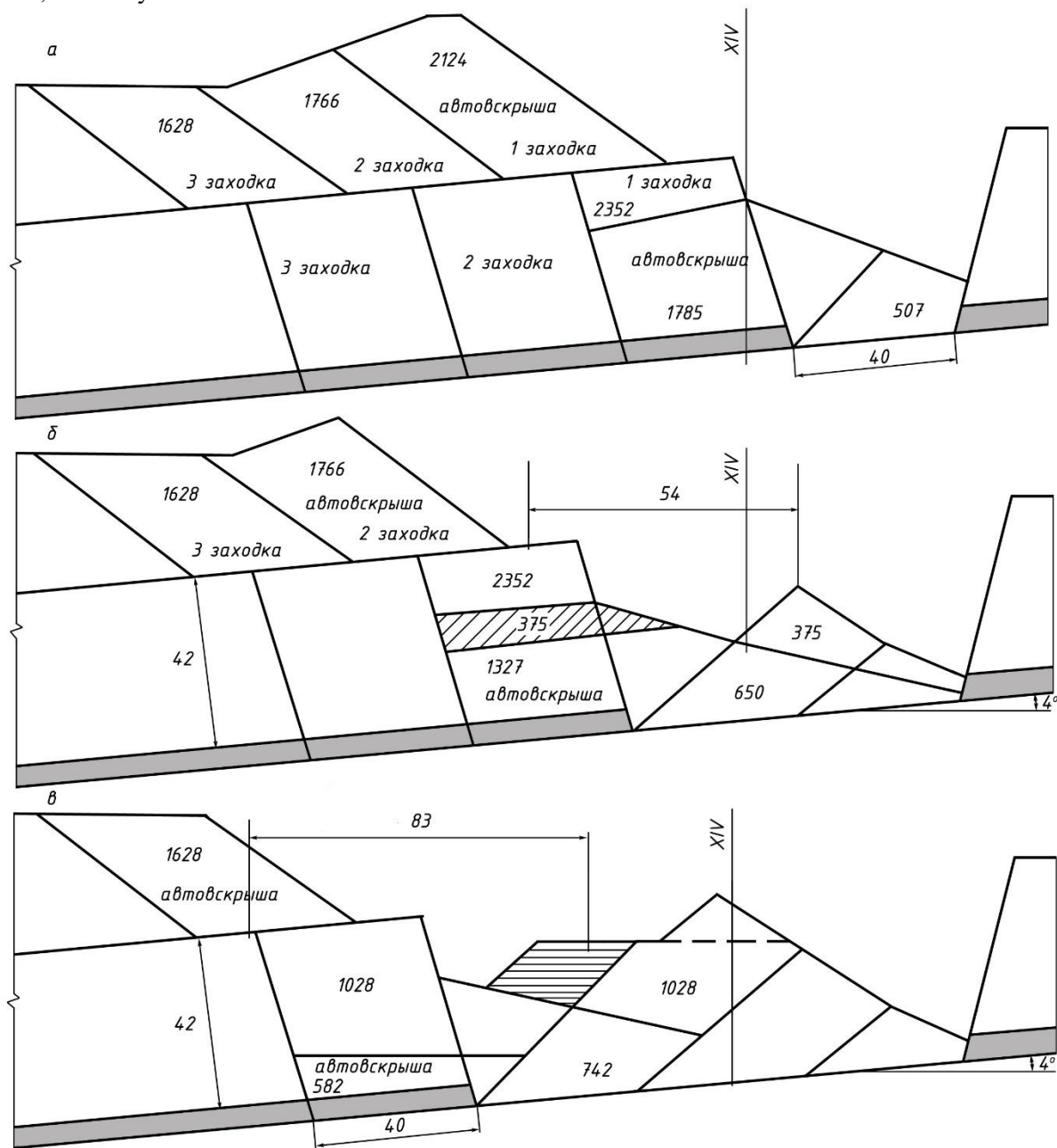


Рис. 12. Схемы экскавации драглайна ЭШ 20.90 для создания опорного навала: а, б, в – разработка первой, второй и третьей заходки соответственно от траншеи по падению пласта



Таблица 3. Объем работ по транспортной разработке 1-й заходки по падению пл. VI при подготовке опорного навала (оборудование – ЭКГ-10)

Профиль	Объект разработки	Площадь сечения забоя, м ² (порода в разрыхленном виде)	Длина блока, м	Объем породы, тыс. м ³ (в плотном виде)
160	Навал	2124	198	300,4
	Развал	1492	179	190,8
165	Навал	3208	100	229,1
	Развал	1680	100	120,0
170	Навал	2175	100	155,3
	Развал	1785	100	127,5
175	Навал	1365	100	97,5
	Развал	1785	100	127,5
180	Навал	72	110	5,6
	Развал	1785	105	133,8
Итого по отработке 1-й заходки			Навал	787,9
			Развал	699,6
			Всего	1487,5

Таблица 4. Объем работ по разработке 2-й заходки по падению пл. VI при подготовке опорного навала (оборудование: ЭКГ-10; ЭШ 20.90)

Навала (Оборудование: ЭКГ-10, ЭШ 20.90)								
Профиль	Объект разработки	Оборудование	Площадь сечения забоя, м ²		Длина блока, м	Объем вскрыши, тыс. м ³		
			ЭКГ на транспорт	ЭШ		Транспортная (ЭКГ)	ЭШ	Всего
				экскавация			экскавация	
160	Навал	ЭКГ-10	1967	–	196	275,4	–	275,4
	Развал	ЭШ 20.90	–	437	179	–	55,9	55,9
	Развал	ЭКГ-10	1098	–	179	140,4	–	140,4
165	Навал	ЭКГ-10	3083	–	100	220,2	–	220,2
	Развал	ЭШ 20.90	–	375	100	–	26,8	26,8
	Развал	ЭКГ-10	1077	–	100	76,9	–	76,9
170	Навал	ЭКГ-10	1766	–	100	126,1	–	126,1
	Развал	ЭШ 20.90	–	375	100	–	26,8	26,8
	Развал	ЭКГ-10	1327	–	100	94,8	–	94,8
175	Навал	ЭКГ-10	1736	–	100	124	–	124
	Развал	ЭШ 20.90	–	375	100	–	26,8	26,8
	Развал	ЭКГ-10	1327	–	100	94,8	–	94,8
180	Навал	ЭШ 20.90	–	375	110	–	29,4	29,4
	Развал	ЭКГ-10	1327	–	105	99,5	–	99,5
Итого по отработке							165,7	1417,8



Таблица 5. Объем работ по разработке 3-й заходки по падению пл. VI при подготовке опорного навала (оборудование: ЭКГ-10; ЭШ 20.90)

Профиль	Объект разработки	Оборудование	Площадь сечения забоя, м ²			Длина блока, м	Объем вскрыши, тыс. м ³			
			ЭКГ на транспорт	ЭШ			Транспортной	Бестранспортной		Всего
				экскавация	переекскавация			экскавация	переекскавация	
160	Навал	ЭКГ-10	1733	—	—	196	242,6	—	—	242,6
	Развал	ЭШ 20.90	—	969	—	179	—	123,9	—	123,9
	Пром. трасса	ЭШ 20.90	—	—	325	179	—	—	41,5	41,5
	Развал	ЭКГ-10	531	—	—	170	64,5	—	—	64,5
165	Навал	ЭКГ-10	2439	—	—	100	174,2	—	—	174,2
	Развал	ЭШ 20.90	—	969	—	100	—	69,2	—	69,2
	Пром. трасса	ЭШ 20.90	—	—	325	100	—	—	23,2	23,2
	Развал	ЭКГ-10	531	—	—	100	37,9	—	—	37,9
170	Навал	ЭКГ-10	1628	—	—	100	116,3	—	—	116,3
	Развал	ЭШ 20.90	—	1028	—	100	—	73,4	—	73,4
	Пром. трасса	ЭШ 20.90	—	—	330	100	—	—	23,6	23,6
	Развал	ЭКГ-10	582	—	—	100	41,6	—	—	41,6
175	Навал	ЭКГ-10	1474	—	—	100	105,3	—	—	105,3
	Развал	ЭШ 20.90	—	1028	—	100	—	73,4	—	73,4
	Пром. трасса	ЭШ 20.90	—	—	330	100	—	—	23,2	23,6
	Развал	ЭКГ-10	582	—	—	—	41,6	—	—	41,6
180	Развал	ЭШ 20.90	—	1028	—	110	—	80,8	—	80,8
	Пром. трасса	ЭШ 20.90	—	—	330	110	—	—	25,9	25,9
	Развал	ЭКГ-10	582	—	—	105	43,6	—	—	43,6
Итого по отработке							867,6	420,7	137,8	1426,1

Таблица 6. Объемы работ и сроки их выполнения при создании опорного навала

Объемы работ по технологиям		Объем, тыс. м ³	Время отработки		
			смен	месяцев	лет
транспортная вскрыша		3607	1432,6	23,9	2
бестранспортная вскрыша	экскавация	586,7	182,3	2,73	0,53
	перезэкскавация	137	30,3	0,45	0,04
вскрытые балансовые запасы угля, тыс. т.		552,9	81	1,32	0,11

Обоснование параметров разработки участка законсервированных запасов по восстанию



Вскрытие законсервированного участка производится путём удлинения имеющейся разрезной траншеи. Траншея направлена с запада на восток, перпендикулярно законсервированным запасам (рис. 13).

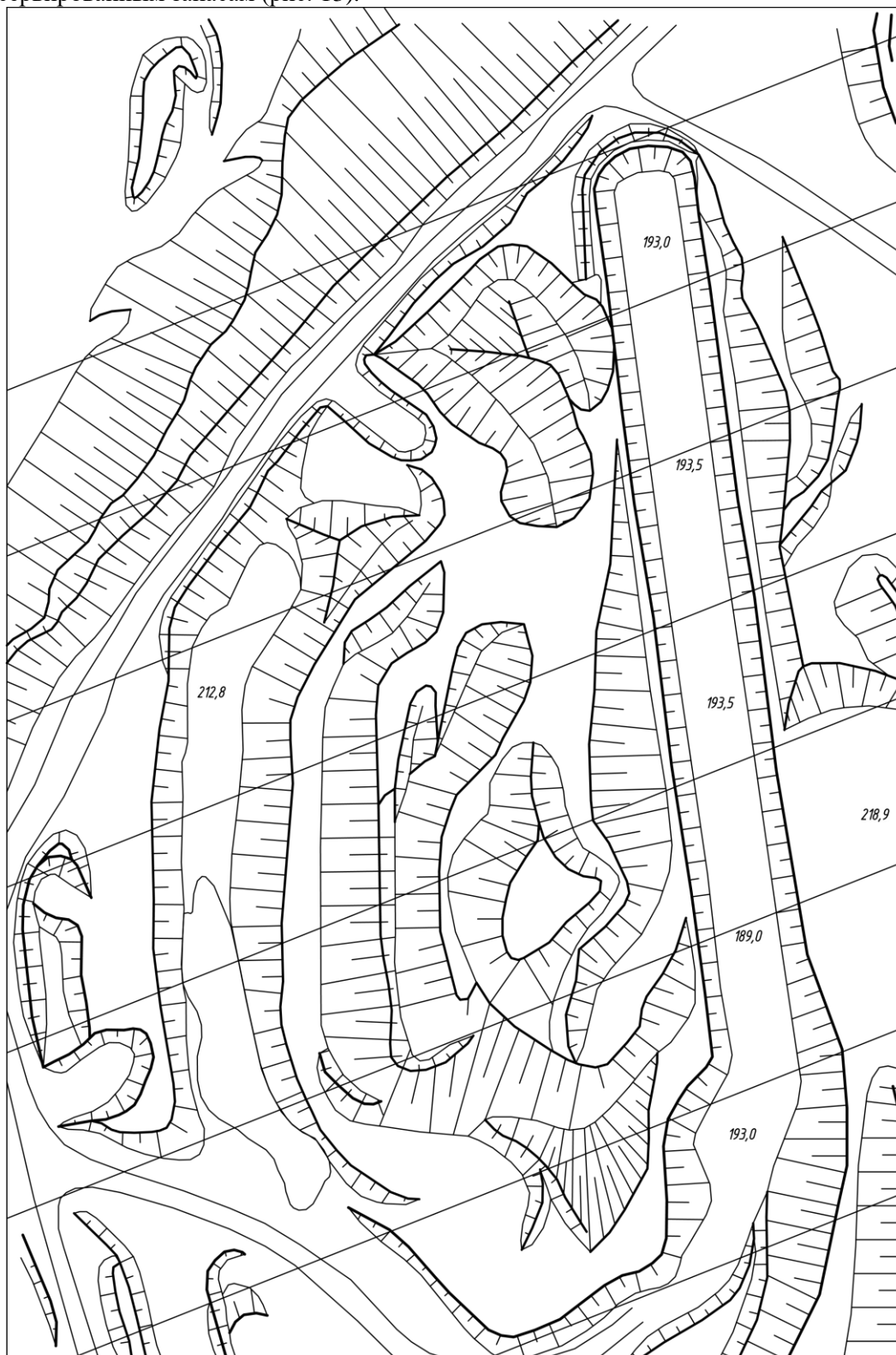


Рис. 13. Схема расположения разрезной траншеи



В тот период времени работы по пласту VI производились от профиля №80 до профиля №155. Кроме того, велись работы по продлению траншеи до профиля №180. Изначально целью удлинения существующей разрезной траншеи было продолжить фронт работ по пласту VI по падению, но необходимость отработки законсервированных запасов, лежащих выше траншеи, даёт возможность использования её для организации отработки участка по бестранспортной технологии по восстанию.

Положение дна разрезной траншеи на пластовой карте (рис. 14) показывает, что продольный уклон на всём протяжении разрезной траншеи колеблется от 30‰ до 80‰. Одним из основных положительных моментов разработки участка по данному варианту является то, что отсутствует необходимость проведения капитальных вскрывающих выработок. Доставка полезного ископаемого на угольный склад и горной массы в отвал при помощи автотранспорта производится по существующим автодорогам.

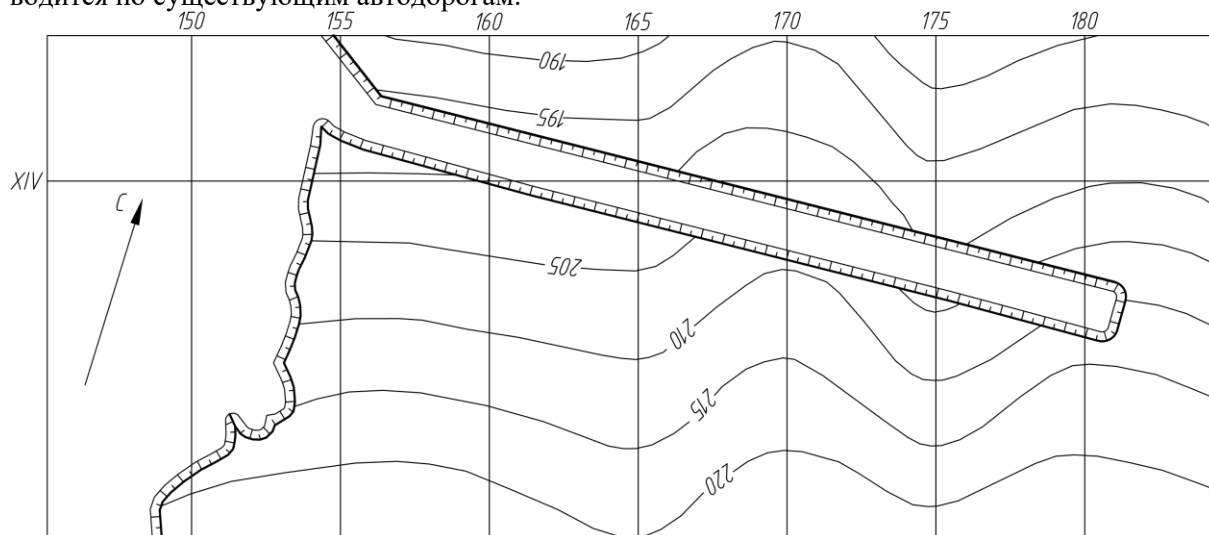


Рис. 14. Положение дна разрезной траншеи на пластовой карте (пл. VI)

Схема работы мехлопаты с нижней погрузкой горной массы в средства транспорта при разработке взорванных пород. Торцевой забой

Разработку скальных пород разрезной траншеи было запланировано вести в четыре слоя экскаватором ЭКГ-10 с погрузкой в автотранспорт (рис. 15).

Высота уступа при проходке траншеи в массиве коренных пород составляет 13,5 м.

Отработка первого и второго слоев производится в три заходки, а третьего и четвертого слоев – в две заходки. Причём при отработке III хода по первому слою и II хода по третьему слою для полноты отгрузки взорванной горной массы на всю ширину траншеи необходимо смещение оси хода экскаватора до 8 метров.

Ширина заходки экскаватора определяется по формуле:

$$A_z = (1,5 \div 1,7) \cdot R_{ч.у}, \quad (21)$$
$$A_z = (1,5 \div 1,7) \cdot 12,6 = 18,9 \div 21,42 \text{ м.}$$

Принятая ширина экскаваторной заходки $A_z = 19$ м.

Углы откоса уступа составляют:

- в массиве коренных пород: устойчивый $\alpha_y = 60^\circ$, рабочий $\alpha = 75^\circ$;
- в развале: устойчивый $\alpha_y = 37^\circ$, рабочий $\alpha = 50^\circ$.

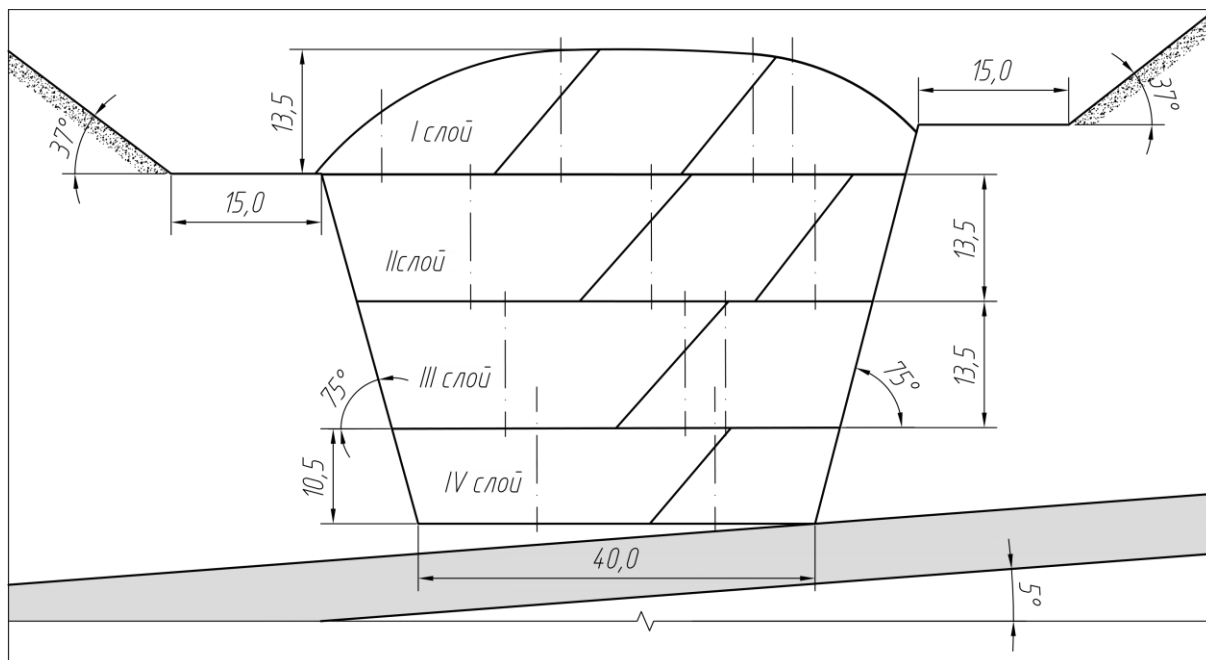


Рис. 15. Порядок отработки траншеи

В связи с тем, что минимальная ширина дна разрезной траншеи должна быть достаточной для манёвров автотранспорта, ширина дна разрезной траншеи принята равной 40 м.

Отработка вскрышных пород

При отработке законсервированного участка по восстанию возможно развитие фронта работ по двум вариантам:

- вариант формирования внутреннего отвала с засыпкой нижележащей толщи;
- вариант с созданием опорного навала.

Рассмотрим оба варианта по профилю №170, как наиболее типичному для всего законсервированного участка, подлежащего отработке.

По окончании проходки траншеи (рис. 17) складывается следующая ситуация:

- породы бульдозерного отвала отработаны двумя подступами высотой $H_1=20$ м и $H_2=30$ м между которыми оставлена предохранительная берма шириной 8 метров;
- устойчивый угол откоса уступа по отвалу – 37° ;
- угол откоса по скальным породам – 75° ;
- на границе между коренными и насыпными породами оставлены бермы: по падению – шириной 8 метров, а по восстанию – шириной 15 метров;
- мощность междупластья составляет 30 метров.

Развитие фронта работ с засыпкой нижележащей толщи

При отработке первой заходки (рис. 17) породы отвала и коренные породы отгружаются в автотранспорт и вывозятся на бульдозерный отвал.

Определяется площадь поперечного сечения отвала, вывозимой автотранспортом:

$$S_{\text{авто.о}} = S_{\text{нав}} \cdot K_{\text{ро}}, \text{ м}^2, \quad (22)$$

где $S_{\text{нав}} = 1399 \text{ м}^2$ – площадь поперечного сечения отвала в плотном виде; $K_{\text{ро}}$ – коэффициент разрыхления породы отвала.

Коэффициент разрыхления породы в отвале определяется по графику уменьшения коэффициента разрыхления породы в отвале в зависимости от времени со дня отсыпки (рис. 16).

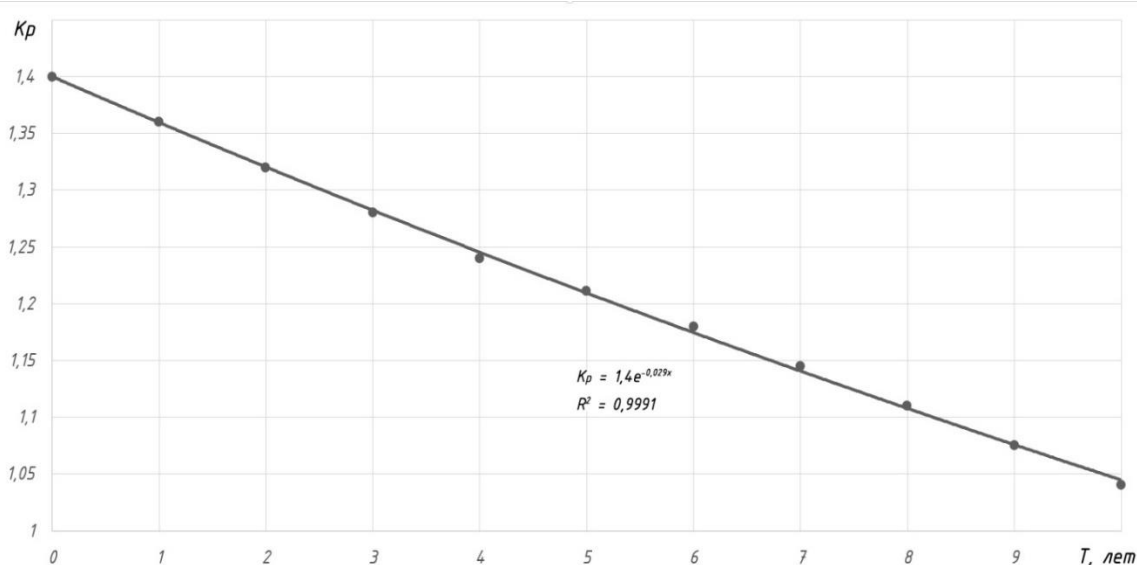


Рис. 16. График уменьшения коэффициента разрыхления породы в отвале в зависимости от времени со дня отсыпки.

При этом установлена статистически значимая экспоненциальная зависимость коэффициента разрыхления породы в отвале от времени стояния:

$$K_{po} = 1,4 \cdot e^{-0,029 \cdot T}, \quad (23)$$

где T – время стояния отвала, лет.

Необходимо отметить, что максимальный срок стояния отвала, который может быть использован в расчетах по данной зависимости – 12 лет, поскольку дальнейшие инструментальные и визуальные наблюдения были прекращены в связи с ликвидацией отвала.

Так как со дня отсыпки отвала прошло около 10 лет, то принимаем $K_{po} = 1,04$.

$$S_{авто.о.} = 1399 \cdot 1,04 = 1455 \text{ м}^2$$

Определяется площадь заходки по скальным породам в разрыхленном виде:

$$S_{зах} = H \cdot B \cdot K_p, \text{ м}^2, \quad (24)$$

где H – высота междупластья ($H = 30$ м); B – ширина заходки ($B = 40$ м); K_p – коэффициент разрыхления по скальным взорванным породам ($K_p = 1,4$),

$$S_{зах} = 30 \cdot 40 \cdot 1,4 = 1680 \text{ м}^2.$$

Определяется площадь междупластья, которая подлежит вывозке в бульдозерный отвал:

$$S_{авто.м.} = S_{зах} - S_{сб}, \text{ м}^2, \quad (25)$$

где $S_{сб}$ – площадь сброса ($S_{сб} = 408 \text{ м}^2$, определяется графически),

$$S_{авто.м.} = 1680 - 408 = 1272 \text{ м}^2.$$

Вторая заходка отрабатывается во внутренний отвал драглайном ЭШ 20.90 за три хода экскаватора и только часть породы отвала ($S_{авто.о} = 1880 \text{ м}^2$) отгружается на автотранспорт. Схема отработки II-й заходки приведена на рис. 19. Графически определяется площадь пород отвала и междупластья, подлежащих экскавации:

$$S_{экс.о.} = 1930 \text{ м}^2, S_{экс.м.} = 1680 \text{ м}^2.$$

Угол формирования внутреннего отвала принят равным 34° , согласно реально существующему. Оработка третьей заходки и по отвалу и по междупластью осуществляется во внутренний отвал драглайном ЭШ 20.90.

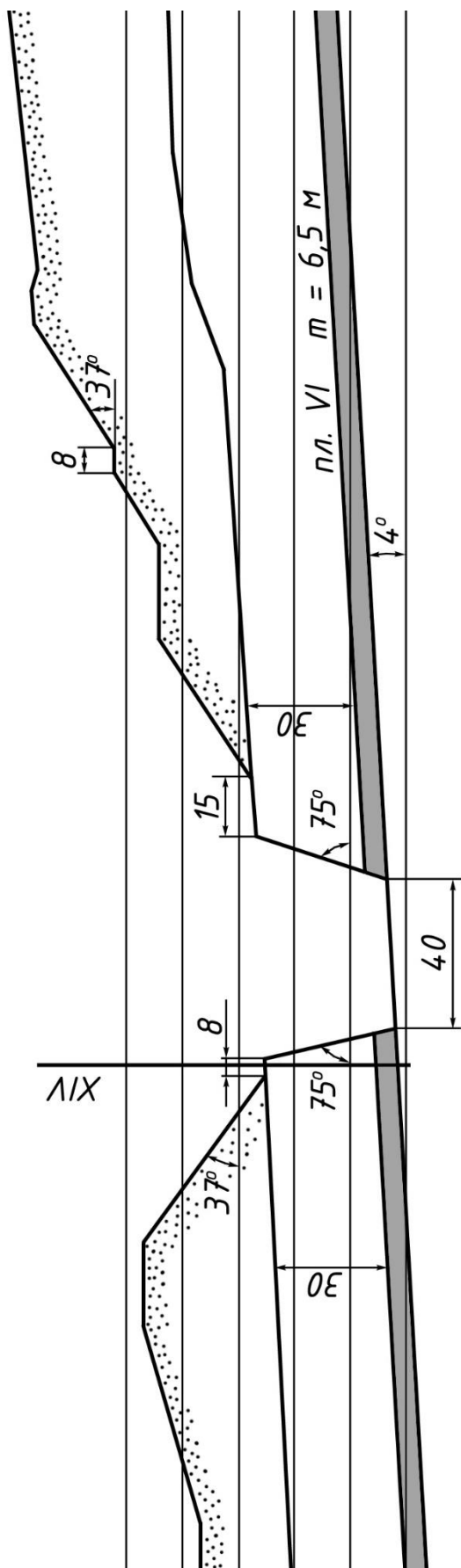


Рис. 17. Положение по окончании проходки траншеи

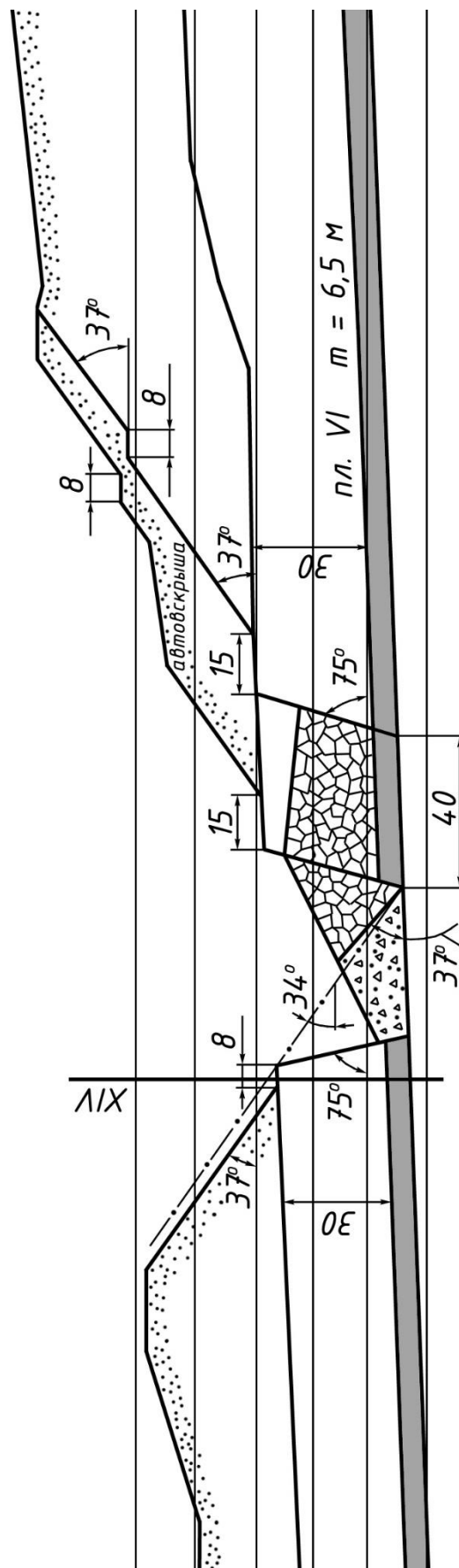
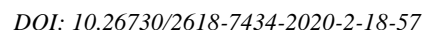


Рис. 18. Отработка 1-й заходки по восстановлению



ISSN 2618-7434



Породы отвала второй заходки по падению (рис. 21) также обрабатываются в автотранспорт.

$$S_{нав} = 1212 \text{ м}^2,$$

$$S_{авто.о} = 1212 \cdot 1,04 = 1260 \text{ м}^2.$$

Определяется площадь междупластья, которая подлежит вывозке автотранспортом:

$$S_{авто.м} = S_{зах} - S_{сб} - S_{экс}, \text{ м}^2 \quad (28)$$

где $S_{зах} = 1680 \text{ м}^2$ – площадь заходки по междупластью; $S_{сб} = 408 \text{ м}^2$ – площадь сброса; $S_{экс} = 465 \text{ м}^2$ – площадь породы междупластья, которая экскавируется во внутренний отвал.

Значения $S_{зах}$, $S_{сб}$, $S_{экс}$ определяется графически.

$$S_{авто.м} = 1680 - 452 - 465 = 763 \text{ м}^2.$$

Определяется высота заходки по взорванным скальным породам, с которой начнётся работа в автотранспорт:

$$H_{авто} = \frac{S}{B_{зах} \cdot K_p}, \text{ м}, \quad (29)$$

где $B_{зах} = 40 \text{ м}$ – ширина заходки;

$$H_{авто} = \frac{763}{40 \cdot 1,4} = 13 \text{ м}.$$

При отработке третьей заходки по падению (рис. 23) породы отвала отгружаются в автотранспорт, а междупластье экскавируется во внутренний отвал.

$$S_{нав} = 1090 \text{ м}^2,$$

$$S_{авто.о} = 1090 \cdot 1,04 = 1134 \text{ м}^2,$$

$$S_{зах} = 1680 \text{ м}^2,$$

$$S_{экс.м} = S_{зах} - S_{сб}, \text{ м}^2,$$

$$S_{экс.м} = 1680 - 390 = 1290 \text{ м}^2.$$

После формирования опорного навала начинается отработка заходок по восстанию.

Породы отвала первой заходки по восстанию (рис. 22) отгружаются в автотранспорт, а при отработке скальных пород возможно их частичное размещение во внутренний отвал.

$$S_{нав} = 739 \text{ м}^2,$$

$$S_{авто.о} = 739 \cdot 1,04 = 760 \text{ м}^2.$$

Определяется площадь междупластья, которая подлежит вывозке автотранспортом:

$$S_{авто.м} = S_{зах} - S_{экс}, \text{ м}^2, \quad (30)$$

где $S_{зах} = 1680 \text{ м}^2$ – площадь заходки по междупластью; $S_{экс.м} = 545 \text{ м}^2$ – площадь породы междупластья, которая экскавируется во внутренний отвал. Значения $S_{зах}$, $S_{экс.м}$ определяются графически.

$$S_{авто.м} = 1680 - 545 = 1135 \text{ м}^2.$$

При отработке второй заходки по восстанию (рис. 23) породы отвала отгружаются в автотранспорт. Разработка отвала производится двумя уступами:

$$S_{1авто.о} = 1340 \text{ м}^2,$$

$$S_{2авто.о} = 1393 \text{ м}^2.$$

Породы междупластья второй заходки по восстанию экскавируются во внутренний отвал драглайном ЭШ 20.90:

$$S_{экс.м} = S_{зах} - S_{сб}, \text{ м}^2, \quad (31)$$

$$S_{экс.м} = 1680 - 578 = 1102 \text{ м}^2.$$



Определяется коэффициент сброса при отработке междупластья по второй заходке:

$$K_{сб} = \frac{S_c}{S_3}, \quad (32)$$

$$K_{сб} = \frac{578}{1680} = 0,34$$

Отработка пород отвала третьей заходки по восстанию (рис. 24) начинается с того, что часть верхнего уступа отгружается в автотранспорт, а оставшая порода экскавируется во внутренний отвал:

$$S_{авто.о} = 920 \text{ м}^2$$

$$S_{экс.о} = 1600 \text{ м}^2$$

$$H_{авто} = 17,2 \text{ м},$$

причём, большая часть породы переэкскавируется:

$$S_{перезэкс.о} = 1447 \text{ м}^2.$$

Породы междупластья третьей заходки по восстанию размещаются во внутренний отвал. Определяется площадь междупластья, которая подлежит экскавации:

$$S_{экс.м} = S_{зах} - S_{сб}, \text{ м}^2, \quad (33)$$

$$S_{экс.м.} = 1680 - 376 = 1304 \text{ м}^2.$$

При дальнейшей разработке все породы, и отвала и междупластья, размещаются во внутренний отвал.

Значения высоты первых трёх заходок при создании опорного навала при работе по восстанию приведены в табл. 9, а длины вскрышных и угольных заходок при подготовке опорного навала – в табл. 10.

Таблица 9. Значения высоты первых трех заходок при создании опорного навала при работе по восстанию

Высота горной выработки, м	Номер профиля				
	160	165	170	175	180
1 заходки	35	40	30	34	42
2 заходки	35	40	30	34	42
3 заходки	35	40	30	34	40

Таблица 10. Значения длин вскрышных и угольных заходок при подготовке опорного навала

Длина заходок при подготовке опорного навала, м				Общая длина, м	Балансовые запасы, тыс. т
	I	II	III		
заходки по пл. VI	520	520	520	1610	552,9
заходки по междупластью	520	520	520	1790	—

Производятся аналогичные расчёты по всем профилям на всю длину разрезной траншеи, определяется объёмы горной массы, подлежащие отработке. Результаты расчётов сводятся в табл. 11 – 15.

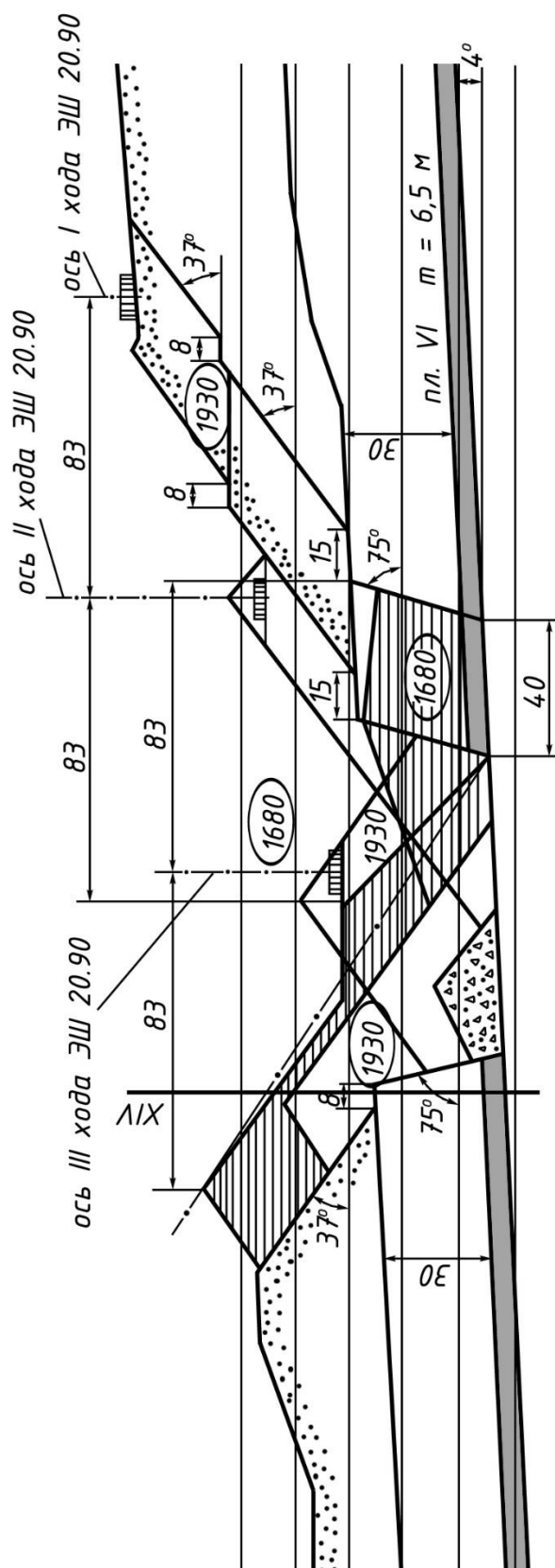


Рис. 19. Обработка второй заходки по восставанию

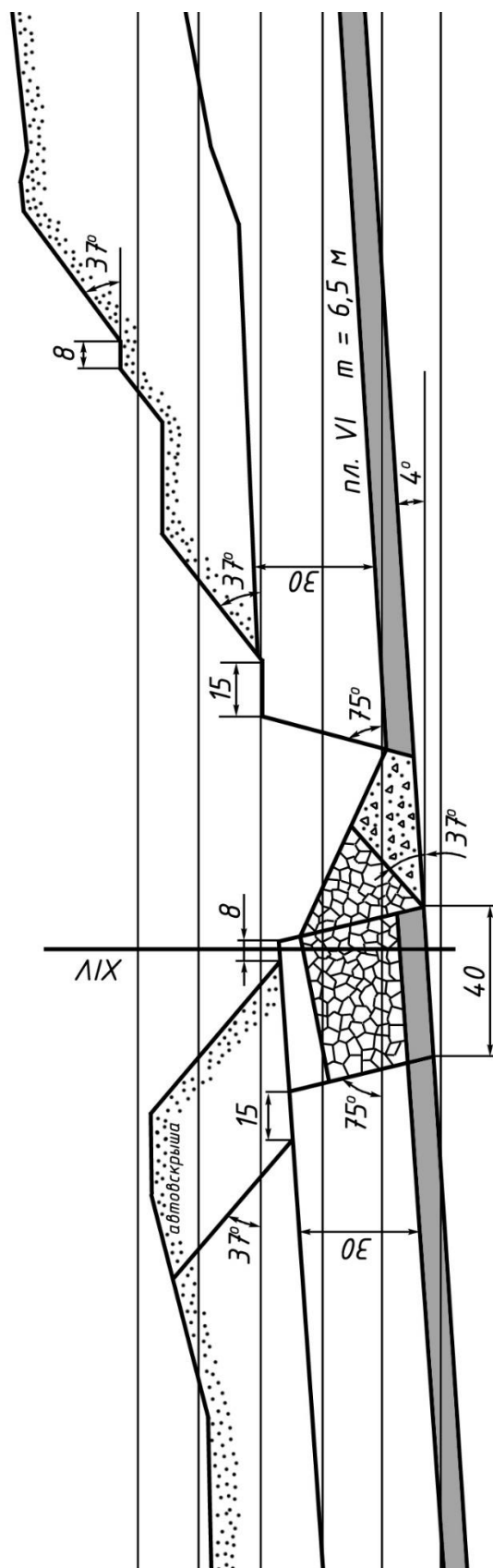


Рис. 20. Обработка первой заходки по падению с созданием опорного навала

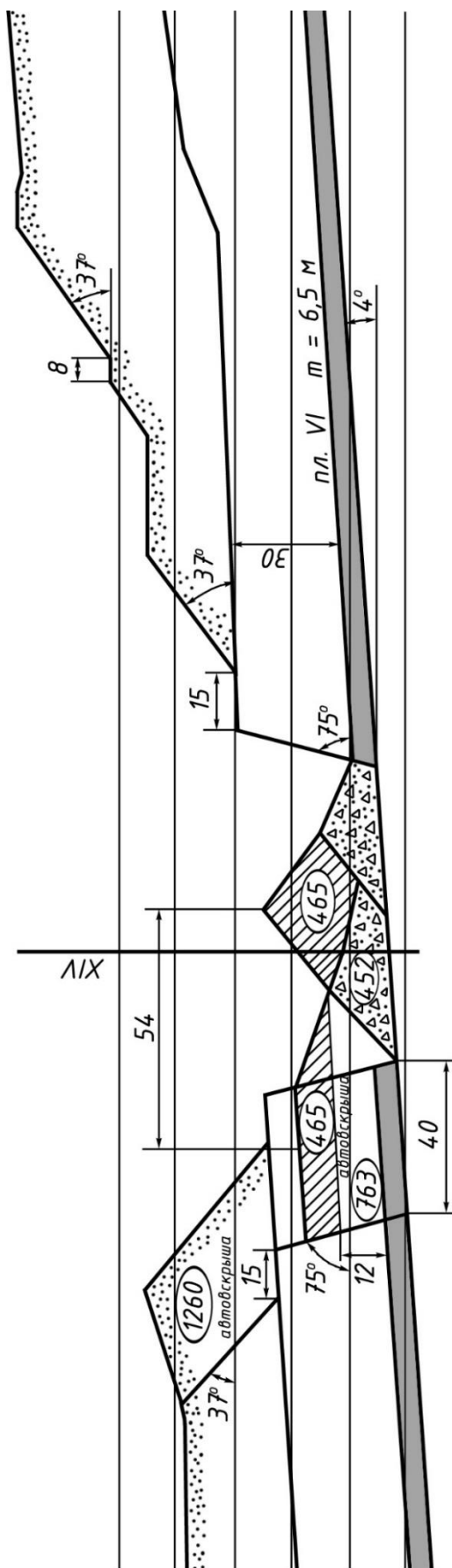


Рис. 21. Отработка второй заходки по падению с созданием опорного навала



Рис. 22. Обработка первой заходки по восстанию с созданием опорного навала

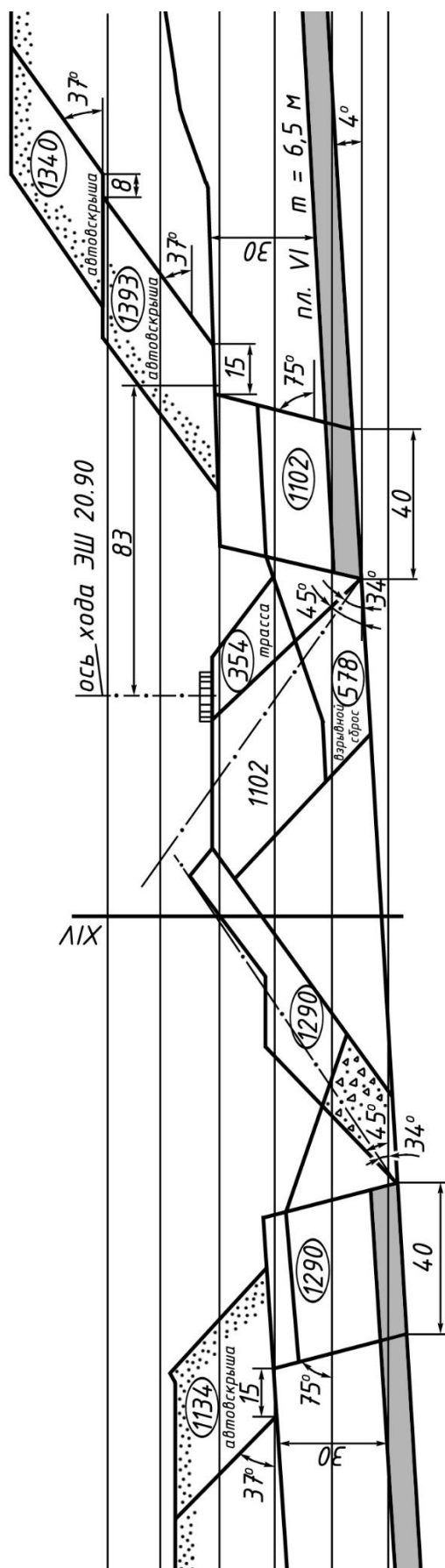


Рис. 23. Отработка третьей заходки по падению и второй заходки по восстанию с созданием опорного навала

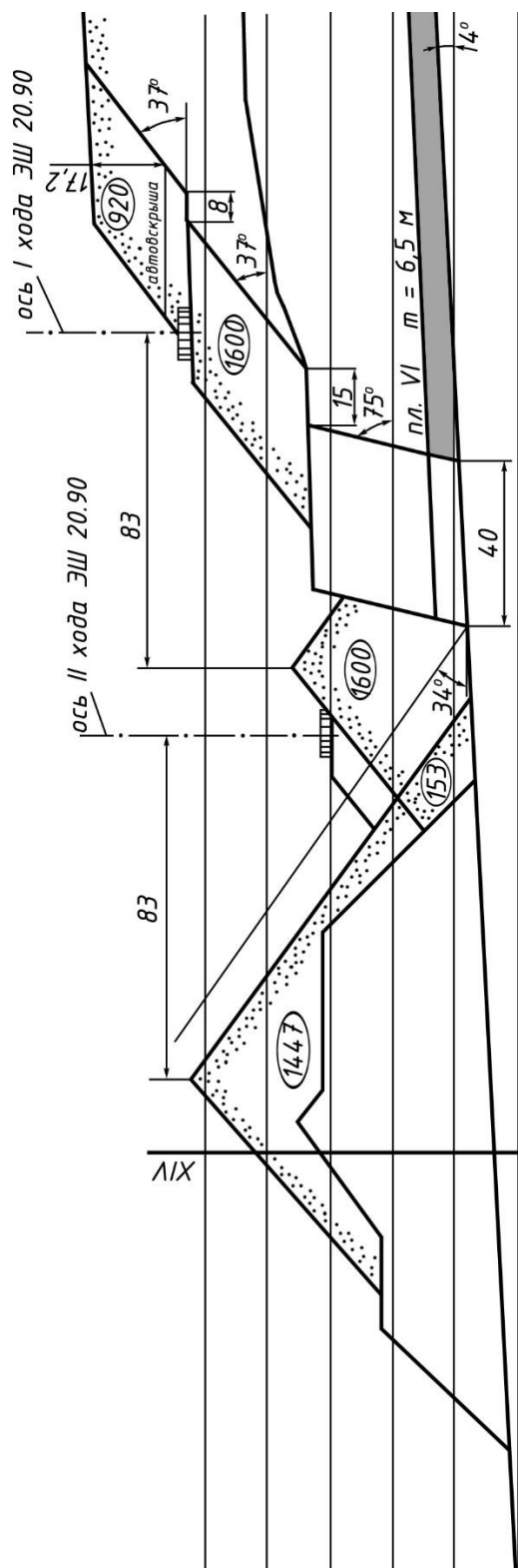


Рис. 24. Подготовка третьей заходки по восстанию к выемке

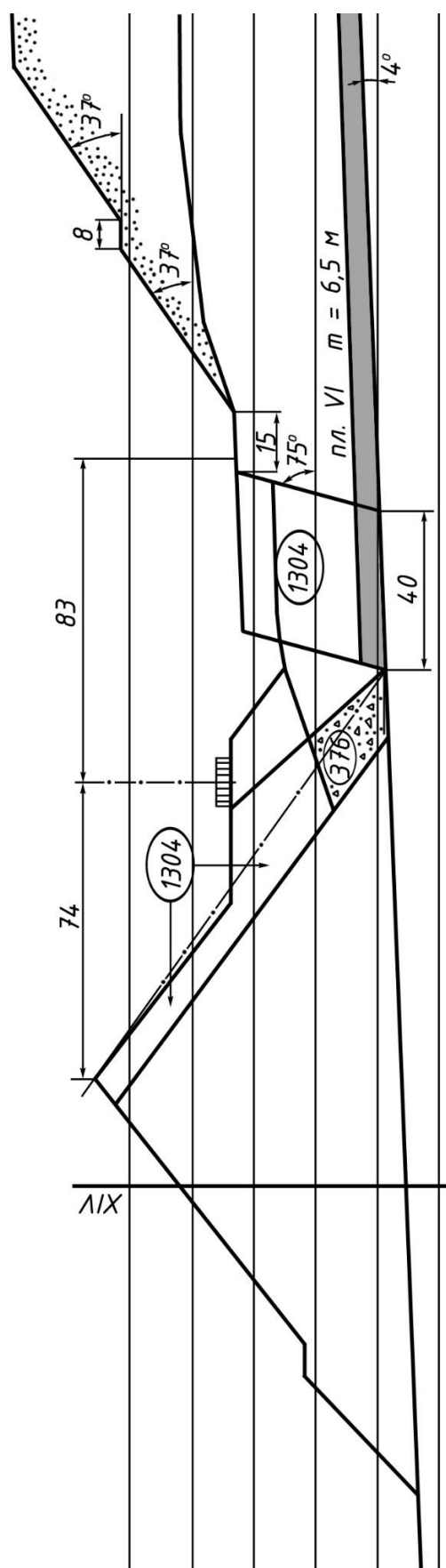


Рис. 25. Отработка третьей заходки по восстанию с созданием опорного навала

Разработка участка по восстанию

Первые заходки характеризуются значительной высотой уступа – от 40 до 51 м (в зоне нарушения), как показано в таблице 11, а длина их составляет 600–650 м (табл. 8).

Учитывая повышенные требования к обеспечению устойчивости рабочего борта, при разработке по восстанию высокие уступы (40–50 м) разделяются на два подступа примерно одинаковой высоты и смещенные относительно друг друга на ширину бермы, обеспечивающей установку бурового станка для бурения последнего ряда скважин по нижнему подступу.

По профилям от 160 до 180 были построены схемы отработки четырёх заходок, по которым определены объемы работ по технологиям (табл. 12 и табл. 13).

На рис. 26-а, б и рис. 27-а, б показаны, как пример, схемы разработки первой, второй, третьей и четвертой заходок (по профилю 170).

Поскольку опорный навал находится в непосредственной близости от откоса уступа, то свободная емкость в отвале отсутствует. Поэтому вся порода навала, находящегося на первой заходке (площадь сечения 2256 м² на рис. 26-а), верхнего подступа (площадь 1120 м²) и нижнего уступа (площадь 1232 м²) разрабатывается по транспортной технологии.

Объем первой заходки составляет 1,6 млн. м³ (в плотном виде). Этот объем планируется разместить на «Западном» отвале. Расстояние транспортирования до отвала 0,5–0,6 км, причем без существенных уклонов, т.к. перепад отметок от 0 до 5–6 м.

После разработки первой заходки образуется емкость, что позволяет при разработке второй заходки разместить во внутреннем отвале 908 тыс. м³.

По мере отработки заходок объем бестранспортной вскрыши возрастает: при отработке третьей заходки – 1098 тыс. м³, четвертой – 1222 тыс. м³.

Соответственно уменьшаются объемы транспортной вскрыши.



После отработки четырех заходок емкость внутреннего отвала достаточна для размещения по бестранспортной технологии всей породы навала и междупластья над пл. VI. Разработать такую толщу можно, применяя типовую схему экскавации, которая представлена на рис. 28.

Схема разработана для средних параметров породной толщи: навала – 32,6 м (с учетом остаточного коэффициента разрыхления – 1,12) и междупластья – 45 м.

Таблица 11. Значения высоты первых четырех заходок по междупластью при работе по восстанию (выше осевой линии XIV)

Заходка	Номер профиля				
	160	165	170	175	180
1	40	42	42	45	41
2	41	42	42	45	40
3	45	43	41	45	38
4	49	43	51	37	37

Порода по этой схеме укладывается, в основном, в двухъярусный отвал, что требует подготовки небольшой дополнительной емкости ($S = 357 \text{ м}^2$) для второго яруса. Коэффициент переэкскавации схемы – 0,6. Разработка и перевалка породы осуществляется за пять рабочих ходов драглайна ЭШ 20.90.

В табл. 14 представлены показатели разработки участка для первых четырех заходок по индивидуальным схемам экскавации и с 5-й по 23-ю по типовой схеме.

Рассмотрим подлежащие разработке заходки по типовой схеме.

Объем породного навала указан в плотном виде 14,3 млн.м³ (14300 тыс.м³), междупластья в плотном виде 20,4 млн.м³ (20400 тыс.м³).

Всего объем породы на участке (14300+20400) = 34700 тыс.м³.

При разработке первых четырех заходок по транспортной технологии удалено 4188,9 тыс.м³, по бестранспортной – 3228 тыс.м³.

Таблица 12. Объемы работ при отработке 1-й заходки по транспортной технологии

Профиль	Объект разработки	Оборудование	Площадь сечения забоя, м ²	Длина блока, м	Объем вскрыши, тыс. м ³ (в плотном виде)
160	Прирезка верхнего подступа	ЭКГ-10	420	180	54
	Верхний подступ 1-й заходки	ЭКГ-10	1120	180	144
	Нижний подступ 1-й заходки	ЭКГ-10	1270	180	163,3
165	Навал на 1-й заходке	ЭКГ-10	130	100	9,3
	Прирезка верхнего подступа	ЭКГ-10	420	100	30
	Верхний подступ 1-й заходки	ЭКГ-10	1120	100	80
	Нижний подступ 1-й заходки	ЭКГ-10	1382	100	98,7
170	Навал на 1-й заходке	ЭКГ-10	2256	100	161
	Верхний подступ 1-й заходки	ЭКГ-10	1120	100	80



Профиль	Объект разработки	Оборудование	Площадь сечения забоя, м ²	Длина блока, м	Объем вскрыши, тыс. м ³ (в плотном виде)
	Нижний подступ 1-й заходки	ЭКГ-10	382	100	98,7
	Верхний подступ	ЭКГ-10	420	100	30
175	Навал на 1-й заходке	ЭКГ-10	822	100	58,7
	Верхний подступ 1-й заходки	ЭКГ-10	1288	100	92
	Нижний подступ 1-й заходки	ЭКГ-10	1382	100	98,7
	Верхний подступ	ЭКГ-10	420	100	30
180	Навал на 1-й заходке	ЭКГ-10	1350	159	153,3
	Верхний подступ 1-й заходки	ЭКГ-10	1176	128	107,5
	Нижний подступ 1-й заходки	ЭКГ-10	1120	104	83,2
	Верхний подступ	ЭКГ-10	420	128	38,4
Итого по заходке					1610,8

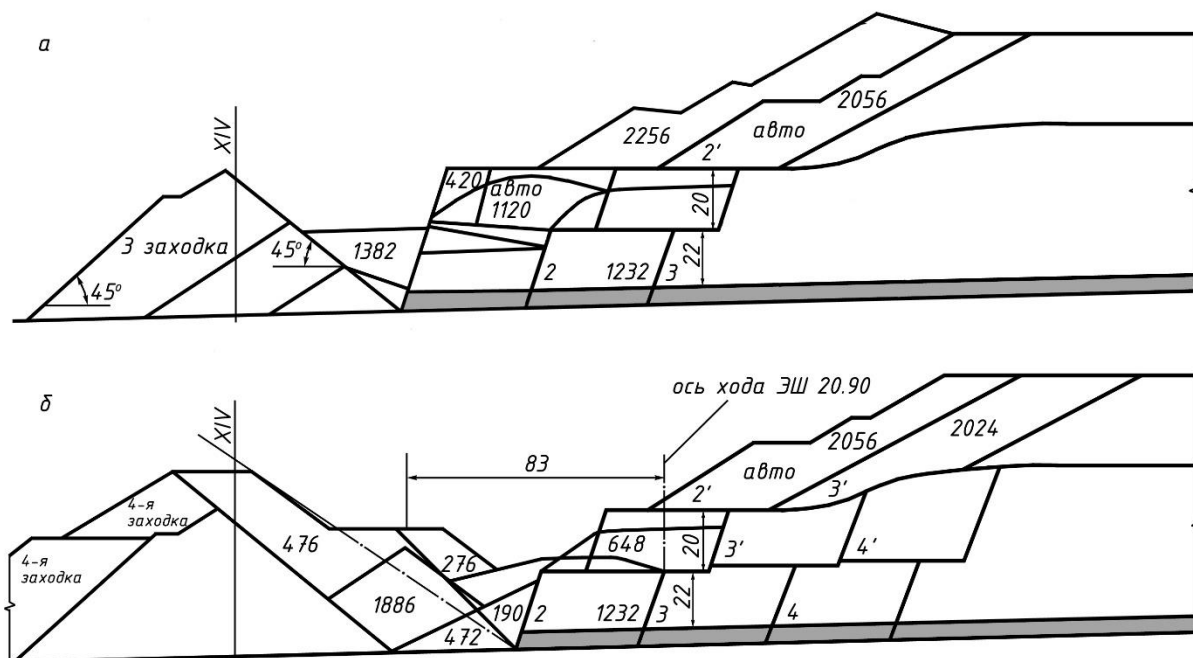


Рис. 26. Схемы разработки междупластья пл. IV-V и VI по транспортной и бестранспортной технологиям (ЭШ 20.90 при работе по восстанию пл. VI после создания опорного навала): а, б – разработка соответственно первой и второй заходок от траншеи по восстанию пласта VI

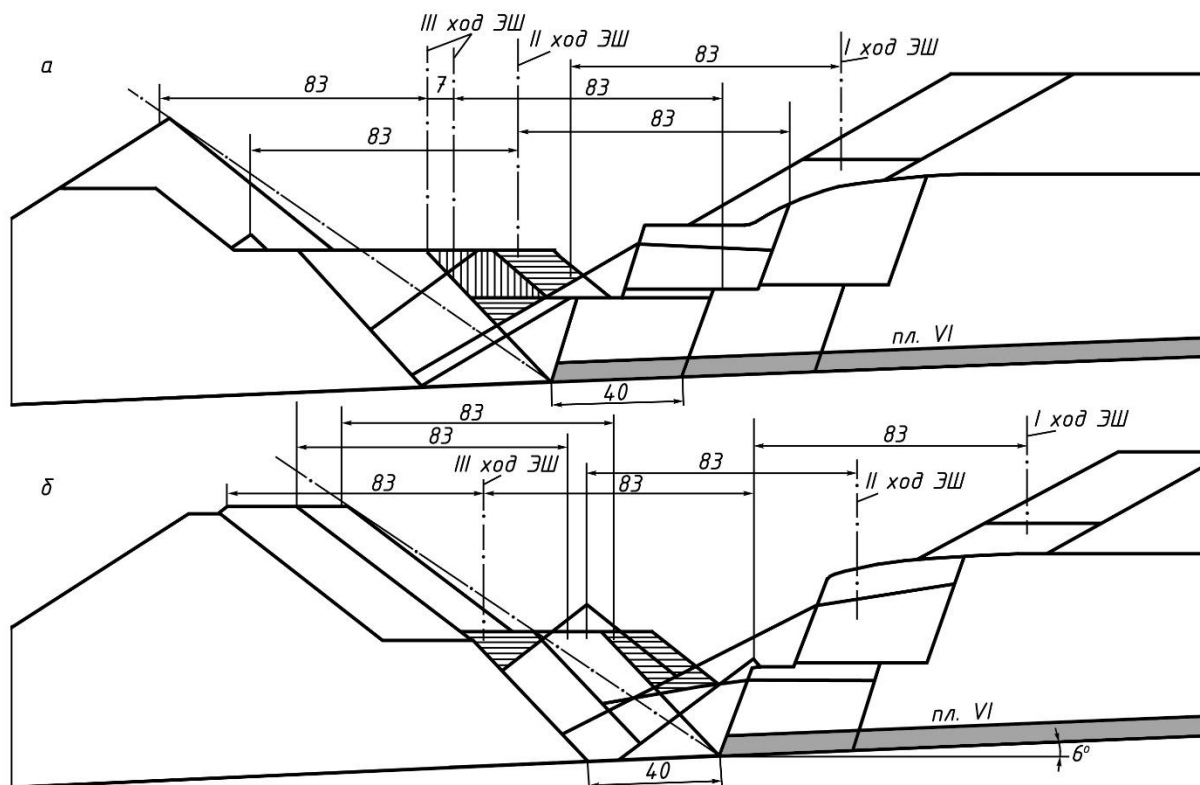


Рис. 27. Схемы разработки подступов при работе по восстанию: а – третья заходка, б – четвертая заходка (профиль 170)

Таблица 13. Объёмы работ по отработке 2-й, 3-й и 4-й заходок (профили 160-180)

Объект разработки	Оборудование	Площадь сечения забоя, м ²			Длина заходки, м	Объем вскрыши, тыс. м ³ (в плотном виде)			Горная масса, тыс. м ³
		ЭКГ на транспорт	ЭШ			ЭКГ на транспорт	ЭШ		
			экс.	перезекс.			экс.	перезекс.	
2-я заходка									
Навал на 2-й заходке	ЭКГ-10	2000	–	–	615	1098	–	–	1098
Верхний подступ 2-й заходки	ЭШ 20.90	–	648	–	615	–	284	–	284
Нижний подступ 2-й заходки	ЭШ 20.90	–	1422	–	615	–	624	–	624
Промежуточная трасса	ЭШ 20.90	–	–	276	615	–	–	121	121
Итого по заходке						1098	908	121	2127
3-я заходка									



Объект разработки	Оборудование	Площадь сечения забоя, м ²			Длина заходки, м	Объем вскрыши, тыс. м ³ (в плотном виде)			Горная масса, тыс. м ³
		ЭКГ на транспорт	ЭШ			ЭКГ на транспорт	ЭШ		
			экск.	перезэкс.			экск.	перезэкс.	
Навал на 3-й заходке	ЭКГ-10	1444	—	—	636	820	—	—	820
Навал на 3-й заходке	ЭШ 20.90	—	—	533	636	—	—	302	302
Развал верх. подступа	ЭШ 20.90	—	1241	—	636	—	564	—	564
Перевалка трассы для верх. уступа	ЭШ 20.90	—	—	462	636	—	—	210	210
Развал нижнего подступа	ЭШ 20.90	—	1176	—	636	—	534	—	534
Перевалка трассы для нижн. уступа	ЭШ 20.90	—	—	300	636	—	—	136	136
Итого по заходке						820	1098	648	2566
4-я заходка									
Навал на 4-й заходке	ЭКГ-10	1116	—	—	662	660	—	—	660
Навал на 4-й заходке	ЭШ 20.90	—	—	472	662	—	—	279	279
Разработка верх. подступа	ЭШ 20.90	—	1060	—	662	—	501	—	501
Отсыпка 2-го яруса	ЭШ 20.90	—	—	472	662	—	—	223	223
Отсыпка 2-го яруса	ЭШ 20.90	—	616	—	662	—	291	—	291
Досыпка 2-го яруса	ЭШ 20.90	—	911	—	662	—	430	—	430
Досыпка 2-го яруса	ЭШ 20.90	—	—	310	662	—	—	—	—
Итого по заходке						660	1222	502	2384



Таблица 14. Показатели разработки пласта VI по восстанию

№№ заход ок	Транспортная технология			Бестранспортная технология*						
	Модель эк-ра	Объем* разработки, тыс. м³	Время разработки, месяцев	Экскавация				Перезэкскавация		Всего время, месяцев
				развала		навала				
				объем, тыс. м³	время, месяцев	объем, тыс. м³	время, месяцев	объем, тыс. м³	время, месяцев	
1	ЭКГ-10	1610,8*	10,67	—	—	—	—	—	—	—
	ЭКГ-15		8,22							
2	ЭКГ-10	1098,0	7,27	908	4,2	—	—	121	0,4	4,6
	ЭКГ-15		5,6							
3	ЭКГ-10	820	5,43	1098	5,1	302	1,0	346	1,1	7,2
	ЭКГ-15		4,18							
4	ЭКГ-10	660	4,37	1222	5,7	279	0,92	223	0,74	7,36
	ЭКГ-15		3,37							
Всего	ЭКГ-10	4188,8	27,74	3228	15	581	1,92	690	2,24	19,16
			ЭКГ-15							
5-23	—			16200	75,3	7867	26	9720**	32,1	133,4
Всего по участку		4188,8	27,74	19428	90,3	8448	27,92	10410	34,34	180,3
			21,37							173,9

* – объемы приведены в плотном виде; ** – коэффициент перезэкскавации – 0,6

Всего: 7416,9 тыс.м³.

Тогда по типовой схеме надо отработать $(34700 - 7416,9) = 27283,1$ тыс.м³, в т.ч.:

- экскавация породы междупластья: $(20400 - 972 - 3228) = 16200$ тыс.м³;

- разработка навала: $(27283,1 - 16200 - 3216) = 7867,1$ тыс.м³.

Общий календарный срок разработки участка по восстанию определится следующим образом.

Разработка первой заходки (навала и коренных пород) осуществляется по транспортной технологии, что составляет: при работе ЭКГ-10 – 10,67 мес., при работе ЭКГ-15 – 8,22 мес. В дальнейшем работа драглайна по разработке заходов и работа мехлопаты (для 2, 3 и 4 заходов) будет осуществляться параллельно.

Поэтому срок отработки участка от первой до последней заходки составит:

- при работе ЭКГ-10: $(10,67 + 180,3) = 190,97$ мес., или 15 лет 11 месяцев;

- при работе ЭКГ-15: $(8,22 + 173,9) = 182,12$ мес., или 15 лет 2 месяца.

С учетом создания опорного навала отработка участка по восстанию составит:

$(15,17 + 2,5) = 17$ лет 8 месяцев.

При ведении добычных работ обратной гидролопатой среднегодовая добыча угля с участка составит 205–215 тыс. т.

Рассмотрим также вариант разработки участка двумя драглайнами ЭШ 20.90 и ЭШ 15.90.

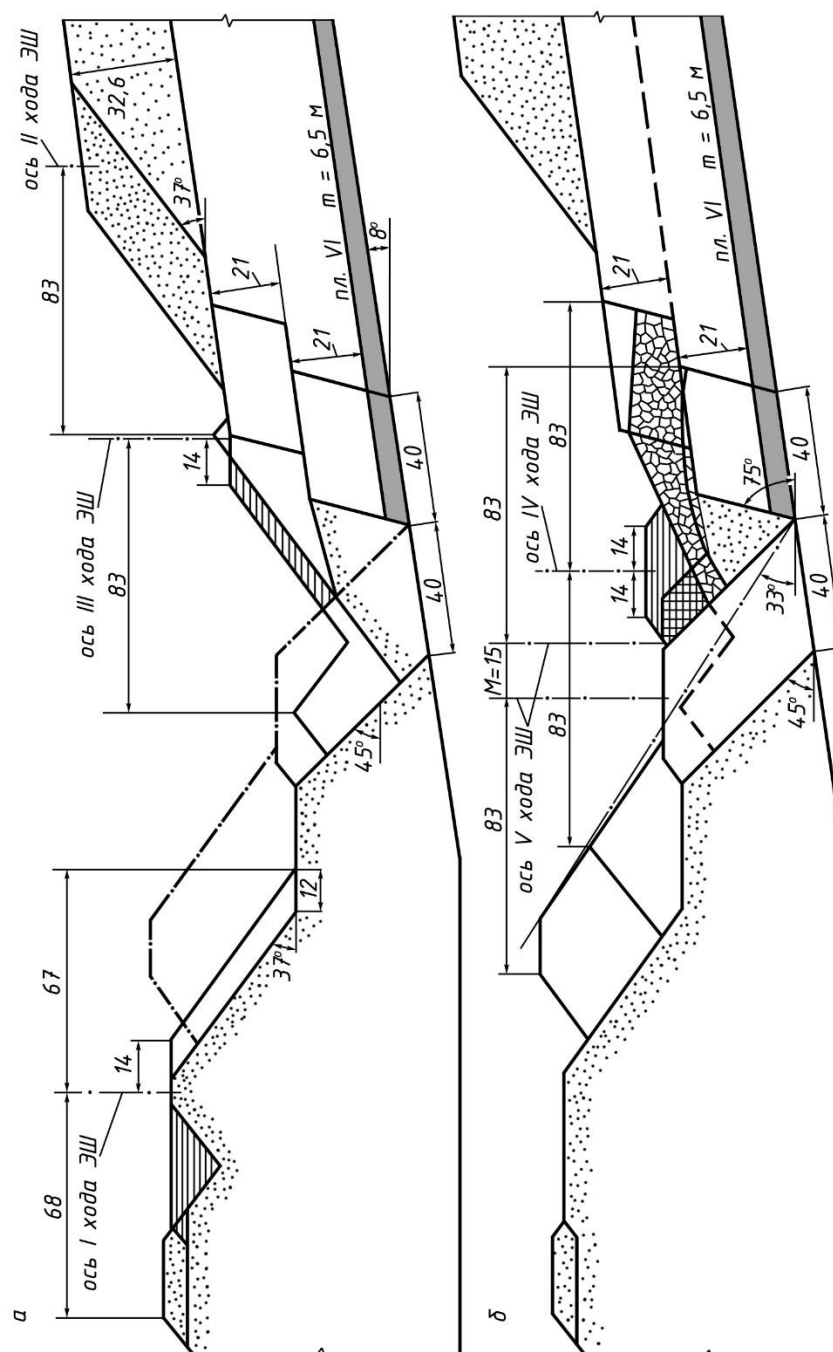


Рис. 28. Типовая схема экскавации для отработки участка по восстанию (по [12])

Перераспределение объемов породы между экскаваторами установлено на основе планограммы отработки одной заходки.

Расчет сделан по заходке оставшейся части участка длиной 600 м.

Расчетные значения величины объемов по рабочим ходам экскаваторов (согласно схеме экскавации на рис. 28) и сроки выполнения этих работ приведены в таблице 15, а на рис. 29 приведена планограмма выполнения работ. Производительность драглайнов определялась по типовой методике и приведена в табл. 16.

Распределение объемов навала и междупластья по видам технологии:

- вывозка навала автотранспортом – 3216,9 тыс.м³;
- вывозка породы междупластья автотранспортом – 972 тыс.м³;
- экскавация породы междупластья драглайном – 3228 тыс.м³.



Таблица 15. Объемы и время выполнения работ по ходам экскаваторов (порода в плотном виде)

Объект разработки		Рабочие хода драглайнов (рис. 28)				
		I	II	III	IV	V
Породный навал	экскаватор	–	ЭШ 15.90	–	–	–
	объем, тыс.м ³		698,6			
	время, мес.		3,13			
Междупластье	экскаватор	–	–	–	ЭШ 20.90	ЭШ 20.90
	объем, тыс.м ³				504	343,7
	время, мес.				2,34	1,6
Переэкскавация породы	экскаватор	ЭШ 15.90	–	ЭШ 20.90	ЭШ 20.90	ЭШ 20.90
	объем, тыс.м ³	194,1		352,7	349,7	121,7
	время, мес.	0,87		1,16	1,15	0,4

Таблица 16. Производительность экскаваторов

Экскаватор	Вид работ	Сменная (8-часовая), м ³	Среднемесячная, тыс. м ³	Годовая, тыс. м ³
ЭШ 20.90	экскавация	3217	215	2580
	переэкскавация	4543	303	3643
ЭШ 10.70	экскавация с разгрузкой в отвал	2000	133	1604
	переэкскавация с разгрузкой в отвал	2946	197	2360
	погрузка навала в автотранспорт	2504	167	2000
ЭКГ-10	экскавация с погрузкой на автосамосвал	2517	151	1812
ЭКГ-15	экскавация с погрузкой на автосамосвал	3270	196	2354
ЭШ 15.90	экскавация	2786	186	2232
	переэкскавация	3340	223	2678

Согласно табл. 15, при отработке вскрышной заходки необходимо выполнить следующие объемы:

- разработка породного навала – 698,6 тыс. м³ (вторичная разработка породы);
- разработка взорванной породы (504 + 504) = 1008 тыс.м³ (экскавация);
- перевалка породы по ярусам отвала (194,1 + 352,7 + 349,7 + 121,7) = 1018,2 тыс.м³.

При работе одного экскаватора ЭШ 20.90 время разработки вскрышной заходки составит:

$$\left(\frac{698,6}{303} + \frac{100,8}{215} + \frac{1018,2}{303} \right) = 10,35 \text{ месяца.}$$

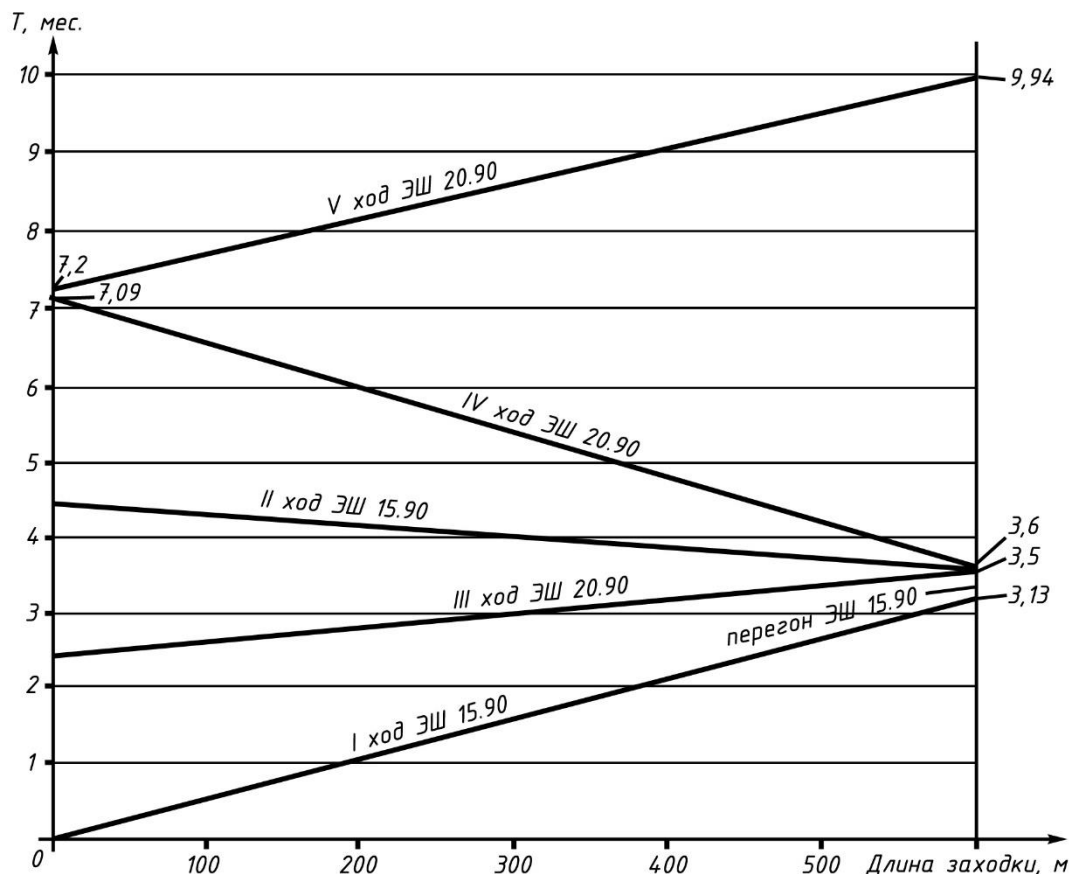


Рис. 29. Планограмма разработки вскрышной заходки двумя драглайнами ЭШ 20.90 и ЭШ 15.90 (при построении планограммы принято минимальное расстояние между работающими экскаваторами – 200 м)

Согласно планограммы работы двух экскаваторов, построенной с учетом перегонов экскаваторов и их простоев по организационным причинам, время отработки вскрышной заходки составляет 9,94 месяца.

Тогда время отработки объема участка от 5 до 23 заходки сокращается в $10,35 / 9,94 = 1,04$ раза.

Такое небольшое сокращение времени отработки заходки объясняется сложностью организации совместной работы двух экскаваторов в условиях разделения междупластья на два уступа.

Таким образом, при применении двух драглайнов срок отработки участка составит:

– при работе ЭКГ-10:

$$10,67 + \frac{180,3}{1,04} = 184 \text{ мес. или 15 лет 4 месяца};$$

– при работе ЭКГ-15:

$$8,22 + \frac{173,9}{1,04} = 175,4 \text{ мес. или 14 лет 7 месяцев}.$$

При ведении добычных работ обратной гидролопатой средняя годовая добыча угля с участка составит 213–223 тыс.т.

Благодарности

Авторы считают своим долгом выразить глубочайшую признательность учителю и наставнику, заслуженному работнику высшей школы, профессору, доктору технических наук Владимиру Григорьевичу Пронозе (1939-2015) за общее руководство и неоценимую помощь при выполнении данной работы.



Список источников

1. Богданова, О.И. Рекомендации по выбору параметров внутренних отвалов при использовании мощных драглайнов на разрезах южного Кузбасса // Вопросы разработки угольных и сланцевых месторождений открытым способом: Научные сообщения / ИГД им. А.А. Скочинского. – М., 1980. – Вып. 185. – С. 18-25.
2. Вагоровский, В.С. Исследование рациональных параметров бестранспортных систем разработки пологих угольных пластов // Автореф. дис. ... канд. техн. наук. – М., 1975. – 23 с.
3. Вагоровский, В.С. Об эффективности полного использования рабочих параметров драглайнов // Уголь. – 1983. – №2. – С. 24-25.
4. Васильев, Е.И. К вопросу определения области применения бестранспортных схем на карьерах / Е.И. Васильев, Б.Н. Лоханов // Технология и механизация на открытых горных работах: Сб. ст. / ИГД СО АН СССР. – Новосибирск, 1971. – С. 43-46.
5. Васильев, Е.И. Обоснование мощности вскрыши по бестранспортной технологии / Е.И. Васильев, Ю.И. Звягинцев, А.П. Духнов // Совершенствование открытой разработки месторождений полезных ископаемых: Сб. научн. тр. / ИГД СО АН СССР. – Новосибирск, 1973. – С. 43-49.
6. Виноцкий, К.Е. Совершенствование открытого способа добычи угля в Кузбассе: Обзор / К.Е. Виноцкий, В.И. Кузнецов, А.Г. Нецветаев // ЦНИЭИуголь. – М., 1991.
7. Воронков, В.Ф. Обоснование технологии интенсивной разработки вскрышных надугольных горизонтов с размещением породы во внутренних отвалах на разрезах южного Кузбасса: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. – М., 1989. – 19 с.
8. Воронков, В.Ф. Технология вскрышных работ с созданием трасс передвижения драглайнов в отвальной зоне, совмещенным с процессом формирования отвальных ярусов / В.Ф. Воронков, В.С. Вагоровский // Открытая разработка угольных месторождений: Сб. научн. тр. / Кузбас. политехн. ин-т. – Кемерово. – С. 110-114.
9. Габриэлян, С.С. Применение комбинированного перемещения породы при бестранспортной системе разработки // Уголь. – 1969. – №1.
10. Гвоздкова, Т.Н. Увеличение объемов внутреннего отвалообразования на разрезах южного Кузбасса // «Энергетическая безопасность России, Новые подходы к развитию угольной промышленности»: Труды международной научно-практической конференции. – Кемерово, 2003. – С. 76-78.
11. Гвоздкова, Т.Н. Обоснование вида бестранспортных схем экскавации для разработки породной толщи мощностью 80 м и более на разрезах Томусинского района // «Энергетическая безопасность России. Новые подходы к развитию угольной промышленности»: Материалы международной научно-практической конференции – Кемерово, 2004. – С. 78-82.
12. Гвоздкова, Т.Н. Оработка законсервированных запасов по пл. VI на ОАО «Разрез Томусинский» УК «Южный Кузбасс» / Т.Н. Гвоздкова, В.Г. Проноза // Вестник КузГТУ. – 2007. – №4. – С. 11-16.
13. Гринев, В.А. Эффективность применения мощных драглайнов // Добыча угля открытым способом: Науч.-техн. реф. сб. / ЦНИЭИуголь. – М., 1980. – №7. – С. 8-11.
14. Гринев, А.П. Технологические схемы бестранспортных систем разработки // Добыча угля открытым способом: Науч.-техн. реф. сб. / ЦНИЭИуголь. – М., 1982. – №3. – С. 33-34.
15. Дробин, В.Н. Совершенствование бестранспортной системы разработки // Уголь. – 1983. – №3. – С. 28-29.
16. Иванов, В.Д. Методика расчета вскрываемых запасов комплексом экскаваторов при бестранспортной системе разработки: Сб. научн. тр. / НИИОГР. – Челябинск, 1969. – С. 25-28.
17. Калинин, А.В. Расчет коэффициента переэкскавации при бестранспортной разработке пологих пластов / А.В. Калинин, В.Г. Проноза, В.Ф. Воронков // Разработка угольных месторождений открытым способом: Межвуз. сб. научн. тр. / Кузбас. политехн. ин-т. – Кемерово, 1980. – Вып. 7. – С. 15-24.
18. Калинин, А.В. Обоснование способа выемки и комплекта оборудования для бестранспортной разработки свиты пологих пластов в условиях южного Кузбасса // Совершенствование способов разработки месторождений Кузнецкого бассейна / А.В. Калинин, М.М. Березняк, В.Г. Проноза, И.И. Цепилов, А.П. Скачков // Сб. научн. тр. №22. Материалы науч.-техн. конф. – Кузбас. политехн. ин-т. – Кемерово, 1970. – С. 228-240.
19. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. – Л., ВНИМИ, 1972. – 165 с.
20. Красавин, А.П. Состояние и перспективы развития бестранспортной системы разработки на угольных разрезах СССР / А.П. Красавин, Л.К. Федяев, В.Д. Иванов // Технология открытых горных работ с применением техники циклического действия: Сб. тр. / УкрНИИпроект. – Киев, 1974. – С. 3-5.



21. Кортелев, О.Б. К вопросу обоснования параметров технологических схем экскавации при бестранспортной системе разработки на угольных разрезах / О.Б. Кортелев, В.Н. Дьяченко, Ю.И. Звягинцев // Теория проектирования открытых горных работ: Сб. научн. тр. / ИГД СО АН СССР. – Новосибирск, 1982. – С. 86-92.
22. Кузнецов, В.И. Развитие и совершенствование бестранспортных схем экскавации в Кузбассе // Уголь. – 1990. – №5. – С. 27-28.
23. Кузьменко, А.Х. Исследование производительности драглайнов в основных технологических схемах на открытых горных разработках: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. – М., 1979. – 21 с.
24. Лоханов, Б.Н. Исследование параметров бестранспортной системы разработки свиты пологих пластов: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. – М., 1969. – 23 с.
25. Мордухович, И.Л. Исследование параметров рабочего процесса шагающих драглайнов. – М., Наука, 1984. – 143 с.
26. Омельченко, Т.Т. Совершенствование технологии горных работ на разрезе «Красногорский» // Открытая угледобыча в Кузбассе / Опыт, проблемы, перспективы: Науч.-техн. сб. / Кемеровское книжное изд-во. – Кемерово, 1976. – С. 185-194.
27. Проноза, В.Г. Направления совершенствования технологических схем эксплуатации мощных драглайнов в условиях пологих месторождений юга Кузбасса / В.Г. Проноза, В.Ф. Воронков // Перспективы развития открытого способа добычи угля в восточных районах страны: Сб. научн. тр. / Кузбас. политехн. ин-т. – Кемерово, 1984. – С. 76-83.
28. Проноза, В.Г. К вопросу полного использования параметров внутренних отвалов на разрезах южного Кузбасса / В.Г. Проноза, В.Ф. Воронков, В.С. Вагоровский // Перспективы развития открытой разработки угольных месторождений: Сб. научн. тр. / Кузбас. политехн. ин-т. – Кемерово, 1985. – С. 73-79.
29. Проноза, В.Г. Исследование организации работ и обоснование комплекта оборудования для бестранспортной выемки свиты пологих пластов со скальными вмещающими породами. Дис. ... канд. техн. наук. – Кемерово, 1972. – 135 с.
30. Проноза, В.Г. Экономическое сравнение способов перемещения породы перевозкой автотранспортом и многократной перевалкой драглайнами / Интенсификация горных работ на угольных разрезах: Межвуз. сб. науч. тр. // Кузбас. политехн. ин-т. – Кемерово, 1988. – С. 146-154.
31. Усенко, С.П. К вопросу о расширении области применения бестранспортной технологии / С.П. Усенко, А.Л. Глазков, Б.Н. Рыбаков // Открытая угледобыча в Кузбассе / Итоги. Проблемы. Перспективы: Науч.-техн. сб. / Кемеровское книжное изд-во. – Кемерово, 1984. – С. 25-27.
32. Финадеев, П.А. Определение среднего угла поворота экскаваторов при бестранспортной системе разработки / П.А. Финадеев, В.В. Крючков // НИИОГР. Челябинск. – 1982.
33. Щадов, М.И. Проблемы интенсификации бестранспортных систем разработки // Уголь. – 1985. – №11. – С. 25-29.

References

1. Bogdanova, O.I. Rekomendatsii po vyboru parametrov vnutrennikh otvalov pri ispol'zovanii moshchnykh draglaynov na razrezakh yuzhnogo Kuzbassa // Voprosy razrabotki ugol'nykh i slantsevykh mestorozhdeniy otkrytym sposobom: Nauchnye soobshcheniya / IGD im. A.A. Skochinskogo. – M., 1980. – Vyp. 185. – S. 18-25.
2. Vagorovskiy, V.S. Issledovanie ratsional'nykh parametrov bestransportnykh sistem razrabotki pologikh ugol'nykh plastov // Avtoref. dis. ... kand. tekhn. nauk. – M., 1975. – 23 s.
3. Vagorovskiy, V.S. Ob effektivnosti polnogo ispol'zovaniya rabochikh parametrov draglaynov // Ugol'. – 1983. – №2. – S. 24-25.
4. Vasil'ev, E.I. K voprosu opredeleniya oblasti primeneniya bestransportnykh skhem na kar'erakh / E.I. Vasil'ev, B.N. Lokhanov // Tekhnologiya i mekhanizatsiya na otkrytykh gornykh rabotakh: Sb. st. / IGD SO AN SSSR. – Novosibirsk, 1971. – S. 43-46.
5. Vasil'ev, E.I. Obosnovanie moshchnosti vskryshi po bestransportnoy tekhnologii / E.I. Vasil'ev, Yu.I. Zvyagintsev, A.P. Dukhnov // Sovershenstvovanie otkrytoy razrabotki mestorozhdeniy poleznykh iskopaemykh: Sb. nauchn. tr. / IGD SO AN SSSR. – Novosibirsk, 1973. – S. 43-49.
6. Vinitskiy, K.E. Sovershenstvovanie otkrytogo sposoba dobychi uglya v Kuzbasse: Obzor / K.E. Vinitskiy, V.I. Kuznetsov, A.G. Netsvetaev // TsNIEIugol'. – M., 1991.
7. Voronkov, V.F. Obosnovanie tekhnologii intensivnoy razrabotki vskryshnykh nadugol'nykh gorizontov s razmeshcheniem породы vo vnutrennikh otvalakh na razrezakh yuzhnogo Kuzbassa: Avtoref. dis. ... kand. tekhn. nauk. – M., 1989. – 19 s.



8. Voronkov, V.F. Tekhnologiya vskryshnykh rabot s sozdaniem trass peredvizheniya draglaynov v otval'noy zone, sovmeshchennym s protsessom formirovaniya otval'nykh yarusov / V.F. Voronkov, V.S. Vagorovskiy // Otkrytaya razrabotka ugol'nykh mestorozhdeniy: Sb. nauchn. tr. / Kuzbas. politekhn. in-t. – Kemerovo. – S. 110-114.
9. Gabrielyan, S.S. Primenenie kombinirovannogo peremeshcheniya porody pri bestransportnoy sisteme razrabotki // Ugol'. – 1969. – №1.
10. Gvozdkova, T.N. Uvelichenie ob'emov vnutrennego otvaloobrazovaniya na razrezakh yuzhnogo Kuzbassa // «Energeticheskaya bezopasnost' Rossii, Novye podkhody k razvitiyu ugol'noy promyshlennosti»: Trudy mezhdunarodnoy nauchno-prakticheskoy konferentsii. – Kemerovo, 2003. – S. 76-78.
11. Gvozdkova, T.N. Obosnovanie vida bestransportnykh skhem ekskavatsii dlya razrabotki porodnoy tolshchi moshchnost'yu 80 m i bolee na razrezakh Tomusinskogo rayona // «Energeticheskaya bezopasnost' Rossii. Novye podkhody k razvitiyu ugol'noy promyshlennosti»: Materialy mezhdunarodnoy nauchno-prakticheskoy konferentsii – Kemerovo, 2004. – S. 78-82.
12. Gvozdkova, T.N. Otrabotka zakonservirovannykh zapasov po pl. VI na OAO «Razrez Tomusinskiy» UK «Yuzhnyy Kuzbass» / T.N. Gvozdkova, V.G. Pronoza // Vestnik KuzGTU. – 2007. – №4. – C. 11-16.
13. Gridnev, V.A. Effektivnost' primeneniya moshchnykh draglaynov // Dobycha uglya otkrytym sposobom: Nauch.-tekhn. ref. sb. / TsNIEUgol'. – M., 1980. – №7. – S. 8-11.
14. Gridnev, A.P. Tekhnologicheskie skhemy bestransportnykh sistem razrabotki // Dobycha uglya otkrytym sposobom: Nauch.-tekhn. ref. sb. / TsNIEUgol'. – M., 1982. – №3. – S. 33-34.
15. Drobin, V.N. Sovershenstvovanie bestransportnoy sistemy razrabotki // Ugol'. – 1983. – №3. – S. 28-29.
16. Ivanov, V.D. Metodika rascheta vskryvaemykh zapasov kompleksom ekskavatorov pri bestransportnoy sisteme razrabotki: Sb. nauchn. tr. / NII OGR. – Chelyabinsk, 1969. – S. 25-28.
17. Kalinin, A.V. Raschet koeffitsienta pereeksavatsii pri bestransportnoy razrabotke pologikh plastov / A.V. Kalinin, V.G. Pronoza, V.F. Voronkov // Razrabotka ugol'nykh mestorozhdeniy otkrytym sposobom: Mezhd. sb. nauchn. tr. / Kuzbas. politekhn. in-t. – Kemerovo, 1980. – Vyp. 7. – S. 15-24.
18. Kalinin, A.V. Obosnovanie sposoba vyemki i komplekta oborudovaniya dlya bestransportnoy razrabotki svity pologikh plastov v usloviyakh yuzhnogo Kuzbassa // Sovershenstvovanie sposobov razrabotki mestorozhdeniy Kuznetskogo basseyna / A.V. Kalinin, M.M. Bereznyak, V.G. Pronoza, I.I. Tsepilov, A.P. Skachkov // Sb. nauchn. tr. №22. Materialy nauch.-tekhn. konf. – Kuzbas. politekhn. in-t. – Kemerovo, 1970. – S. 228-240.
19. Metodicheskie ukazaniya po opredeleniyu uglov naklona bortov, otkosov ustupov i otvalov stroyashchikhsya i ekspluatiruemykh kar'erov. – L., VNIMI, 1972. – 165 s.
20. Krasavin, A.P. Sostoyanie i perspektivy razvitiya bestransportnoy sistemy razrabotki na ugol'nykh razrezakh SSSR / A.P. Krasavin, L.K. Fedyaev, V.D. Ivanov // Tekhnologiya otkrytykh gornykh rabot s primeneniem tekhniki tsiklichnogo deystviya: Sb. tr. / UkrNIIproekt. – Kiev, 1974. – S. 3-5.
21. Kortelev, O.B. K voprosu obosnovaniya parametrov tekhnologicheskikh skhem ekskavatsii pri bestransportnoy sisteme razrabotki na ugol'nykh razrezakh / O.B. Kortelev, V.N. D'yachenko, Yu.I. Zvyagintsev // Teoriya proektirovaniya otkrytykh gornykh rabot: Sb. nauchn. tr. / IGD SO AN SSSR. – Novosibirsk, 1982. – S. 86-92.
22. Kuznetsov, V.I. Razvitie i sovershenstvovanie bestransportnykh skhem ekskavatsii v Kuzbasse // Ugol'. – 1990. – №5. – S. 27-28.
23. Kuz'menko, A.Kh. Issledovanie proizvoditel'nosti draglaynov v osnovnykh tekhnologicheskikh skhemakh na otkrytykh gornykh razrabotkakh: Avtoref. dis. ... kand. tekhn. nauk. – M., 1979. – 21 s.
24. Lokhanov, B.N. Issledovanie parametrov bestransportnoy sistemy razrabotki svity pologikh plastov: Avtoref. dis. ... kand. tekhn. nauk. – M., 1969. – 23 s.
25. Mordukhovich, I.L. Issledovanie parametrov rabocheho protsessa shagayushchikh draglaynov. – M., Nauka, 1984. – 143 s.
26. Omel'chenko, T.T. Sovershenstvovanie tekhnologii gornykh rabot na razreze «Krasnogorskiy» // Otkrytaya ugledobycha v Kuzbasse / Opyt, problemy, perspektivy: Nauch.-tekhn. sb. / Kemerovskoe knizhnoe izd-vo. – Kemerovo, 1976. – S. 185-194.
27. Pronoza, V.G. Napravleniya sovershenstvovaniya tekhnologicheskikh skhem ekspluatatsii moshchnykh draglaynov v usloviyakh pologikh mestorozhdeniy yuga Kuzbassa / V.G. Pronoza, V.F. Voronkov // Perspektivy razvitiya otkrytogo sposoba dobychi uglya v vostochnykh rayonakh strany: Sb. nauchn. tr. / Kuzbas. politekhn. in-t. – Kemerovo, 1984. – S. 76-83.
28. Pronoza, V.G. K voprosu polnogo ispol'zovaniya parametrov vnutrennikh otvalov na razrezakh yuzhnogo Kuzbassa / V.G. Pronoza, V.F. Voronkov, V.S. Vagorovskiy // Perspektivy razvitiya otkrytoy razrabotki ugol'nykh mestorozhdeniy: Sb. nauchn. tr. / Kuzbas. politekhn. in-t. – Kemerovo, 1985. – S. 73-79.



29. Pronoza, V.G. Issledovanie organizatsii rabot i obosnovanie kompleksa oborudovaniya dlya bestransportnoy vyemki svity pologikh plastov so skal'nymi vmeshchayushchimi porodami. Dis. ... kand. tekhn. nauk. – Kemerovo, 1972. – 135 s.
30. Pronoza, V.G. Ekonomicheskoe sravnenie sposobov peremeshcheniya porody perevozkoy avtotransportom i mnogokratnoy perevalkoj draglaynami / Intensifikatsiya gornykh rabot na ugol'nykh razrezakh: Mezhdurechensk. sb. nauch. tr. // Kuzbas. politekhn. in-t. – Kemerovo, 1988. – S. 146-154.
31. Usenko, S.P. K voprosu o rasshirenii oblasti primeneniya bestransportnoy tekhnologii / S.P. Usenko, A.L. Glazkov, B.N. Rybakov // Otkrytaya ugledobycha v Kuzbasse / Itogi. Problemy. Perspektivy: Nauch.-tekhn. sb. / Kemerovskoe knizhnoe izd-vo. – Kemerovo, 1984. – S. 25-27.
32. Finadeev, P.A. Opredelenie srednego ugla povorota ekskavatorov pri bestransportnoy sisteme razrabotki / P.A. Finadeev, V.V. Kryuchkov // NIIOGR. Chelyabinsk. – 1982.
33. Shchadov, M.I. Problemy intensifikatsii bestransportnykh sistem razrabotki // Ugol'. – 1985. – №11. – S. 25-29.

Авторы

Тюленев Максим Анатольевич,

кандидат технических наук, профессор кафедры
открытых горных работ,
e-mail: tma.geolog@kuzstu.ru

Марков Сергей Олегович,

кандидат технических наук, доцент кафедры
маркшейдерского дела и геологии,
e-mail: markovso@kuzstu.ru

Кузбасский государственный технический
университет им. Т.Ф. Горбачева
650000, г. Кемерово, ул. Весенняя, 28

Паламарчук Алексей Борисович,

генеральный директор
e-mail: aleksey-palamarchuk@rambler.ru

Филиал ПАО «Южный Кузбасс» – управление
по открытой добыче угля (Разрез
«Ольжерасский»)
652877, г. Междуреченск, ул. Юности, 6

Гвоздкова Татьяна Николаевна,

кандидат технических наук, доцент, директор,
e-mail: gvozdkovatn@kuzstu.ru
Междуреченский филиал Кузбасского
государственного технического университета
им. Т.Ф. Горбачева
652881, г. Междуреченск, просп. Строителей, 36

Библиографическое описание статьи

Тюленев М.А., Марков С.О., Паламарчук А.Б.,
Гвоздкова Т.Н. Бестранспортная технология
разработки законсервированных запасов угля по
пласту VI на разрезе «Томусинский» // Техника и
технология горного дела. – 2020. – № 3 (10). – С.
18-57.

Authors

Maxim A. Tyulenev,

PhD, Professor of the Open Pit Mining Department
e-mail: tma.geolog@kuzstu.ru

Sergey O. Markov,

PhD, Associate Professor of the Mine Surveying and
Geology Department
e-mail: markovso@kuzstu.ru

T.F. Gorbachev Kuzbass State Technical University
28 Vesennaya str., Russian Federation, Kemerovo,
650000

Alexey B. Palamarchuk,

General Director
e-mail: aleksey-palamarchuk@rambler.ru

Branch of South Kuzbass PJSC – Open Mining
Department (Olzherassk Open Pit Mine)
6 Yunosti str., Russian Federation, Mezhdurechensk,
652877

Tatiana N. Gvozdkova,

PhD, Associate Professor, Director,
e-mail: gvozdkovatn@kuzstu.ru
Mezhdurechensk branch of T.F. Gorbachev Kuzbass
State Technical University
36 Stroiteley av., Russian Federation,
Mezhdurechensk, 652881

Cite this article

Tyulenev M., Markov S., Palamarchuk A.,
Gvozdkova T. (2020) Direct dumping technology of
stockpiled coal reserves mining along the seam VI at
the Tomusinsky open pit mine, *Journal of mining and
geotechnical engineering*, 3(10):18.